

## **Аннотация**

В настоящее время существует целый ряд технологий бурения в частности шнековое, шарошечное и лопастное. Проанализировав эти технологии были выявлены их достоинства и недостатки. Так же вследствие применения различных подходов к бурению наибольшая эффективность каждого типа инструмента возможна на определённом типе породы. Для расширения области применения и увеличения эффективности необходимо создание комбинированного типа технологии бурения.

В связи с вышеизложенным целью данной работы является оптимизация специального бурового инструмента ударно-вращательного типа.

Для определения оптимальных параметров был произведён эксперимент по определению энергоёмкости удара.

По результатам эксперимента были определены зависимости количества сколотого шлама от угла и энергии удара. Выявлены параметры при которых происходит увеличение объёма сколотого шлама при неизменной энергии удара.

## **Автореферат**

Выпускная квалификационная работа по теме «Оптимизация параметров бурового инструмента с касательным направлением удара» содержит 78 страниц текстового документа, 11 использованных источников.

**РАЗРУГЕНИЕ ПОРОДЫ,КАСАТЕЛЬНЫЙ УДАР, ЭНЕРГИЯ УДАРА, РАБОТА НА СКОЛ ПОРОДЫ.**

Цель работы:

- оптимизация специального бурового инструмента ударно-вращательного действия, путём определения рациональных параметров энергоёмкости скола породы.

В результате проведения эксперимента были определены зависимости количества сколотого шлама от угла и энергии удара. Выявлены параметры при которых происходит увеличение объёма сколотого шлама при неизменной энергии удара.

## Оглавление

Аннотация .....	2
Автореферат.....	3
ВВЕДЕНИЕ .....	5
Глава 1. Обзор существующих технологий и конструкций бурового инструмента ударно-вращательного типа. ....	6
1.1. Основные параметры процесса разрушения горных пород.....	8
1.2. Разрушение горной породы при вдавливании пирамидального и клиновидного инденторов .....	11
1.3. Разрушение горной породы ударом при несимметричном нагружении индентора .....	18
1.4.Основные принципы и закономерности разрушения горных пород при бурении.....	24
Глава 2. Теоретическое обоснование касательного удара.....	38
2.1 Теория удара .....	38
2.2 Касательный удар.....	41
Глава 3.Эксперимент .....	44
3.1.План эксперимента .....	44
3.2 Теоретические схемы процесса. ....	44
3.3 Описание эксперимента.....	48
3.4 Результаты эксперимента .....	53
3.5 Вывод.....	67
ЗАКЛЮЧЕНИЕ .....	69
СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ .....	70
ПРИЛОЖЕНИЕ А Расчёт работы затраченной на разрушение различных типов пород.....	71
ПРИЛОЖЕНИЕ Б.....	81

## ВВЕДЕНИЕ

Современные технологии ударно-вращательного бурения основаны на воспроизведении осевого удара вдоль инструмента. Шарошечные долота типа PDS работают на режиме непрерывного шарошения при постоянном сдвиге срезаемой стружки. В основе технологий применяется теория внедрения штампа в горную породу.

В горной промышленности широко распространены поворотные резцы для разрушения горных пород. Лабораторные и натурные испытания показали высокую надёжность и стойкость инструмента. Энергетически применение поворотных резцов значительно выигрывают относительно других технологий шарошения. В стеснённых условия работы бурового инструмента поворотные резцы не используются в связи с отсутствием технических решений и данных геометрических параметров по применению поворотных резцов в стеснённых условиях глубокого бурения.

В связи с вышеизложенным целью данной является:

- оптимизация специального бурового инструмента ударно-вращательного действия, путём определения рациональных параметров энергоёмкости скола породы.

Для осуществления этой цели необходимо:

- Определить рациональные величина угла удара;
- Определение рациональных параметров энергии удара;
- Выработка рекомендаций на основе рациональных величин.

## Глава 1. Обзор существующих технологий и конструкций бурового инструмента ударно-вращательного типа.

В общей технологии открытых буровых работ при разработке месторождений, сложенных скальными породами, буровзрывные работы являются одним из основных производственных процессов.

Цель бурения – создание в породном массиве скважин или шпуров. Бурение представляет собой трудоемкий и дорогостоящий процесс. Стоимость производства буровых работ в крепких породах на открытых разработках достигает 36% общей стоимости выемки 1 т горной массы. Эффективность таких работ во многом зависит от способа бурения и от эксплуатационных возможностей используемого бурового инструмента.

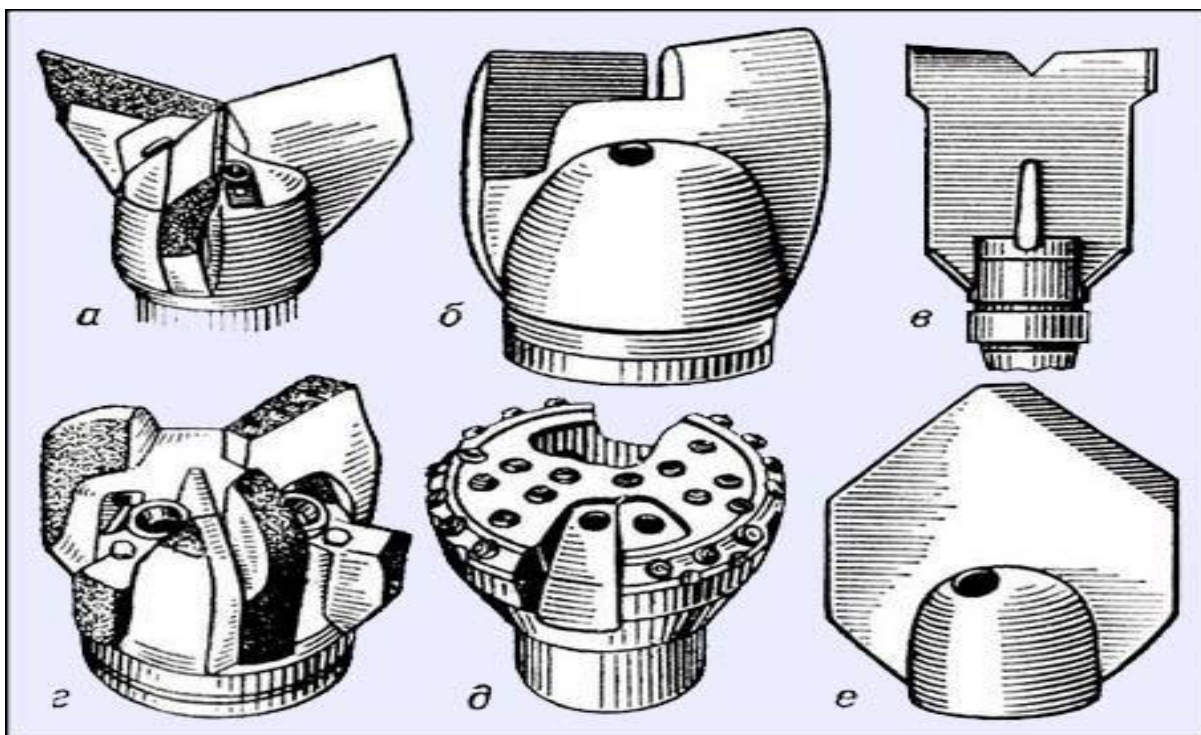


Рис.1 Лопастные долота; *а* — трёхлопастное; *б* — двухлопастное; *в* — типа «РХ»; *г* — истирающе-режущие типа «ИР»; *д* — фрезерное типа «ФР»; *е* — пикообразное.

Различают следующие способы бурения:

- Шарошечный

- Вращательный способ с резцовыми коронками
- Ударный способ
- Комбинированные способы

Наибольшее распространение на открытых буровых работах получил шарошечный способ бурения. Этим способом выполняется до 80% всех объемов бурения, тогда как вращательным способом с резцовыми коронками около 19% и ударным способом – до 1%.

Стандарт устанавливает три подгруппы станков для открытых буровых работ:

1. СБШ – станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом – пяти типоразмеров с номинальными диаметрами бурения от 160 до 400 мм при крепости пород  $f=6\div 18$ ;
2. СБУ – станки ударно-вращательного бурения погружными пневмоударниками с очисткой скважины воздухом (пневмо-ударного бурения) четырех типоразмеров – 100, 125, 160, 200 при  $f=8\div 20$ ;
3. СБР – станки вращательного бурения резцовыми коронками с очисткой скважины шнеком (шнековое бурение) – двух типоразмеров с номинальными диаметрами бурения 160 и 200 мм при  $f\leq 6$ .

Основные параметры буровых станков – диаметр, глубина (вертикальной) и угол наклона пробуриваемой скважины – характеризуют возможность геометрического расположения последней на уступе с целью размещения в ней взрывчатого вещества, получения оптимальной степени дробления горной массы, а так же заданной геометрии развала.

В условное обозначение станка входят тип станка и диаметр бурения в миллиметрах, например СБШ-320-32, диаметр скважины 320 мм, глубина скважины 32 м. Угол наклона скважины к вертикали устанавливается для всех станков  $0^\circ$ ,  $15^\circ$ ,  $30^\circ$ .

Допускается изготовление станков с различными комбинациями способов бурения. Типоразмер комбинированного станка устанавливается по тому способу бурения, который является преобладающим.

Кроме упомянутых типов станка на карьерах используются станки ударно-канатного бурения. Термические горелки (как инструмент) могут использоваться для расширения скважин (создания котлов) на станках комбинированного бурения.

### 1.1. Основные параметры процесса разрушения горных пород

Сопrotивляясь разрушающим усилиям, горные породы демонстрируют свою прочность.

*Прочность – совокупность свойств твердых тел, определяющая их способность сопротивляться деформированию и последующему разрушению (разделению на части) под действием внешних нагрузок.*

Под действием нагрузки на индентор в горной породе происходят деформации, скорость и характер которых меняется в зависимости от различных факторов. Деформации породы напрямую определяют скорость её разрушения, поскольку задают напряжения и процесс трещинообразования в ней. Напряжения и деформации в породе связаны с величиной контактного давления на породу со стороны инструмента  $p_k$ :

$$p_k = \frac{P}{S_k}. \quad (1)$$

*Контактное давление – отношение осевой нагрузки  $P$  к площади опорной или контактной поверхности  $S_k$ , внедряемого в породу инструмента.*

В результате контактного давления в горной породе возникают контактные напряжения. Распределение контактных напряжений на площадке контакта и в её окрестностях неравномерно и зависит от формы торца внедряемого индентора, а максимальные значения контактных напряжений

возникают на некотором удалении от площадки контакта, например на некоторой глубине под центральной частью торца резца.

*Концентрация напряжений – увеличение напряжений в малых областях, примыкающих к местам с резким изменением формы поверхности тела, его сечения.*

Факторами, обуславливающими концентрацию напряжений (концентраторы напряжений), являются надрезы, трещины и др. Концентраторы напряжений могут быть причиной разрушения тел, так как они снижают сопротивление тел разрушающим нагрузкам.

Масштаб разрушения оценивается объемом разрушаемой породы или размером лунки разрушения. Объем разрушенной породы определяют по объему слепка лунки разрушения, например, путем взвешивания и деления веса слепка на плотность материала, из которого он получен.

Энергоемкость разрушения оценивается количеством затраченной энергии на процесс разрушения горной породы. При разрушении горной породы энергия расходуется:

- на упругие и пластические деформации в породе;
- на преодоление сил трения;
- на преодоление сил связи в породе и сил внутреннего трения;
- деформацию и нагрев самого инструмента.

В связи с потерями энергии на сопутствующие процессу разрушения

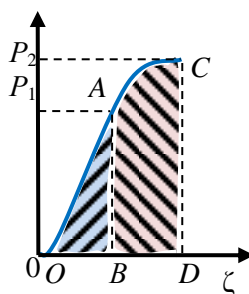


Рис. 2. График деформирования горной породы



явления оценивают полезную энергию разрушения и общую энергию разрушения (Дж). При определенных расчетах учитывают объемную удельную энергоемкость разрушения (Дж/см<sup>3</sup>) и контактную удельную энергоемкость разрушения (Дж/см<sup>2</sup>).

Объемная удельная энергоемкость разрушения определяется как соотношение общей энергии разрушения  $A_{об}$  и объема разрушенной породы  $V$ :

$$q = \frac{A_{об}}{V}. \quad (2)$$

Контактная удельная энергоемкость разрушения определяется для случая деформирования породы на площади контакта  $S$ , когда видимого объема разрушения горной породы не получено. В этом случае удельная энергоемкость рассчитывается как соотношение энергии разрушения  $A_{об}$  и площади контакта  $S$ .

Работа, затрачиваемая на разрушение, расходуется на упруго-пластические деформации породы и деформацию индентора.

Работа, затраченная на деформацию породы, будет пропорциональна объему деформированной породы. При расчетах чаще используют другое соотношение, которое рассчитывают по зависимости:

$$A_y = \frac{1}{2} P \zeta_y, \quad (3)$$

где  $P$  – нагрузка, соответствующая деформированию породы на величину деформации  $\zeta_y$ .

Работа деформации породы обычно определяется графоаналитическим методом по диаграммам деформации  $\zeta_y=f(P)$  по площади треугольников (см. рис.3). В данном случае работа упругой деформации породы определяется площадью треугольника  $OAB$ , а может быть также рассчитана как  $1/2$  произведения усилия  $P_1$  на деформацию  $OB$ . Работа по пластическому деформированию породы будет определять площадью фигуры  $BACD$  (рис. 3).

Условно общая работа по разрушению образца определяется площадью всей фигуры, ограниченной графиком  $\zeta=f(P) - OCD$ , где точка  $C$  соответствует

значению разрушающего усилия  $P_2$  при конечной глубине внедрения индентора в породу, полученной после разрушения.

## 1.2. Разрушение горной породы при вдавливании пирамидального и клиновидного инденторов

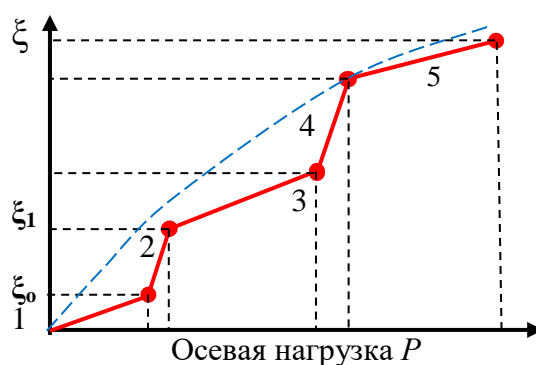


Рис.3. График деформация – осевая нагрузка для клиновидного индентора

Предельное состояние породы при вдавливании пирамиды или клина наступает при малых значениях осевой нагрузки, поскольку вследствие малости площади контакта развиваются высокие значения контактных напряжений в породе и происходит погружение индентора. Далее нагрузка уравнивается поверхностью деформируемого тела, прилегающего к граням клина или пирамиды. При этом по мере погружения поверхность соприкосновения индентора и породы увеличивается, а для дальнейшего внедрения требуются все более высокие осевые нагрузки (рис.3).

При вдавливании заостренных наконечников в пластичные тела

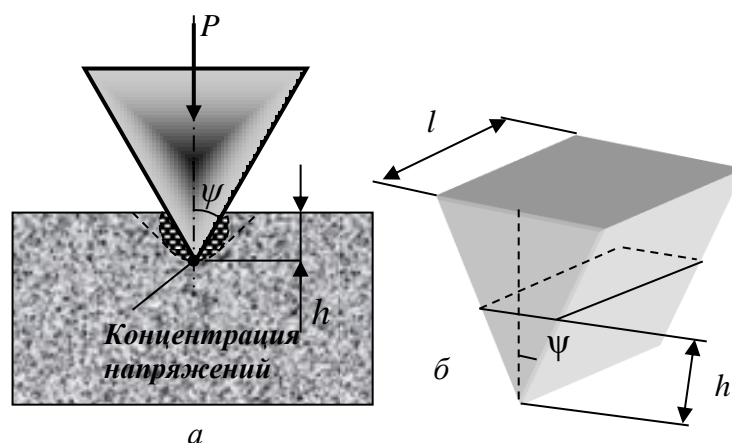


Рис. 4. Схемы для определения глубины внедрения в породу пирамидального и клиновидного инденторов

происходит вытеснение материала из-под индентора, а затем – скачкообразное погружение при сколе породы. На графике (рис.3) выделяются следующие участки: 1 – пластическое деформирование, глубина погружения пропорциональна нагрузке до величины  $\xi_0$ ; 2 – хрупкое разрушение; 3–5 – циклы 1 и 2 повторяются.

Хрупкое разрушение происходит при нагрузках, практически равных нагрузкам деформирования  $\xi_0$ . При дальнейшем вдавливании вследствие упругой и пластической деформации глубина погружения растет медленно

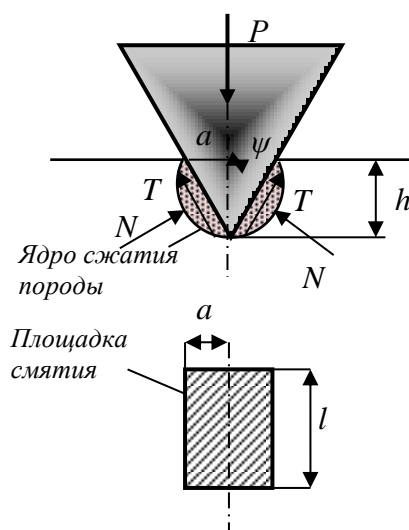


Рис. 5. Схема для определения глубины внедрения в породу клиновидного индентора

вплоть до нового скачка. Порода скалывается под углом больше, чем  $120^\circ$ . Этот угол является углом естественного скалывания.

Одноименные участки на графике 1, 3, 5 увеличиваются из-за роста площади контакта, а скачок в погружении (участки 2 и 4) может быть больше, чем предыдущий. Это связано с увеличением контактной поверхности.

Рассмотрим процесс вдавливания (рис.5) в породу клиновидного индентора с длиной клина  $l$ , углом приострения  $2\psi$ . Сопротивление породы разрушению проявляется в виде двух реакций породы  $N$ , направленных под прямым углом к боковым поверхностям резца (рис. 5). Упругие реакции  $N$  воздействуют на индентор через ядро сжатия породы. Вертикальное перемещение резца вызывает силы трения  $T$  на боковых поверхностях резца.

Реакция  $N$  определяется как сопротивление на площади смятия  $S_{\text{см}}$  – опорной поверхности боковой поверхности резца (рис. 5), твердостью горной породы  $p_{\text{ш}}$  и затратами на преодоление сил внутреннего трения, вызванных деформированием породы

$$N = S_{\text{см}} p_{\text{ш}} (1 + \text{tg}\varphi), \quad (4)$$

где  $\text{tg}\varphi$  – тангенс угла внутреннего трения (коэффициент внутреннего трения).

Сила трения поверхностях резца

$$T = N \cdot \mu, \quad (5)$$

где  $\mu$  – коэффициент трения резца о породу.

Проецируя действующие силы на вертикальную плоскость, получаем

$$P - 2N\mu\cos\psi - 2N\sin\psi = 0. \quad (6)$$

Из уравнения (6) следует, что

$$N = \frac{P}{2(\mu\cos\psi + \sin\psi)}. \quad (7)$$

Площадь смятия для реакции  $N$  породы равна:  $S_{\text{см}} = a l$ ,

где  $l$  – ширина индентора, а поскольку  $\text{tg}\psi = \frac{a}{h}$ , то  $S_{\text{см}} = h \text{tg}\psi l$ .

Учитывая, что реакция  $N$  рассчитывается по формуле (5), получаем

$$N = h \operatorname{tg} \psi l p_{\text{ш}} (1 + \operatorname{tg} \varphi). \quad (8)$$

Подставив значение  $N$  в формулу (8) и решая эту зависимость относительно  $h$ , получим

$$h = \frac{P}{2 p_{\text{ш}} l \operatorname{tg} \psi (\mu \cos \psi + \sin \psi) (1 + \operatorname{tg} \varphi)}. \quad (9)$$

Для случая когда индентор имеет форму равнобедренной трапеции с плоской площадкой (например, притупления) шириной  $b$ , площадь смятия горной породы будет складываться из площади, равной плоской части торца индентора, равной  $b \cdot l$ , и площади двух боковых площадок, смятие которых

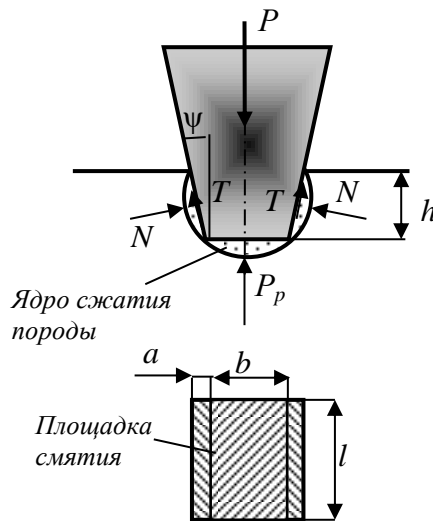


Рис. 6. Схема для определения глубины внедрения в породу клиновидного с площадкой притупления индентора

производится наклонными поверхностями индентора (рис. 6). Площадь такой боковой площадки  $S_{\text{см}} = h \operatorname{tg} \psi l$ . Реакция  $N$  породы может определяться по формуле (9), а реакция  $P_p$  породы – по формуле

$$P_p = b l p_{\text{ш}} (1 + \operatorname{tg} \psi) \quad (9)$$

Уравнение сил, действующих на внедряемый в породу индентор, можно записать в следующем общем виде:

$$2N \sin \psi + P_p + 2 T \cos \psi - P = 0. \quad (10)$$

Учитывая, что сила трения рассчитывается по формуле (10), получаем формулу для расчета реакции  $N$ :

$$N = \frac{P - P_p}{2(\sin \psi + \cos \psi \mu)}. \quad (11)$$

С учетом выражения для расчета реакций  $N$  и  $P_p$  из уравнения (11) можно получить выражение для определения глубины внедрения в породу клиновидного индентора с площадкой притупления:

$$h = \frac{P - blp_{\text{ш}}(1 + \operatorname{tg} \varphi)}{2p_{\text{ш}} \operatorname{tg} \psi l(1 + \operatorname{tg} \varphi)(\sin \psi + \cos \psi \mu)}. \quad (12)$$

На графике (рис. 12) возможные значения глубин внедрения клиновидного

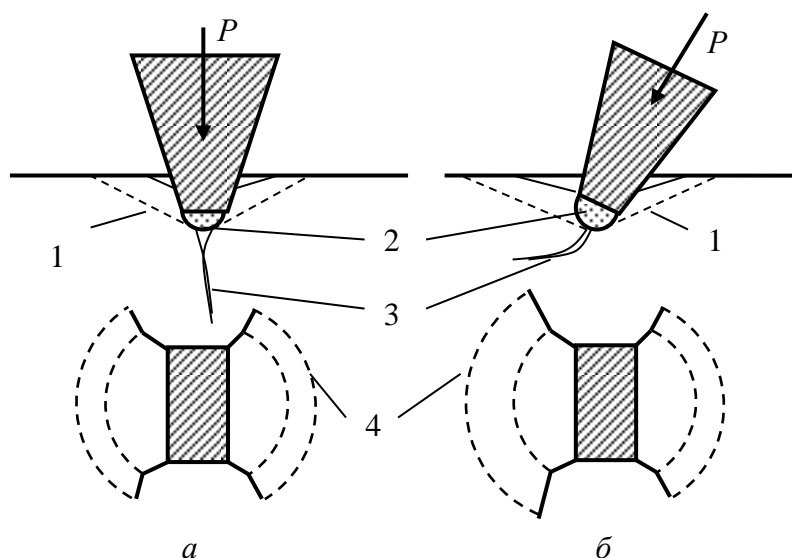


Рис. 7. Характер развития трещин в породе при вертикальном (а) и боковом (б) внедрении клиновидного с торцевой площадкой притупления индентора: 1 – трещины; 2 – ядро сжатия породы; 3 – глубинные трещины; 4 – радиальные трещины

и пирамидального инденторов, рассчитанные по формулам (11), (12), будут выглядеть как плавные кривые, огибающие точки дискретного погружения.

Клиновидный и трапециевидный инденторы моделируют фрезерованные зубцы шарошечных долот и вставки буровых инструментов ударного действия, а представленные формулы позволяют оценить влияние ряда параметров на

глубину вертикального вдавливания зубцов и вставок в породу в процессе работы данных буровых инструментов.

На рис. 7 представлены схемы, показывающие характер развития трещин при внедрении клиновидного индентора с площадкой притупления при его вертикальном и боковом внедрении в породу. Данные схемы поясняют процесс разрушения породы клиновидными породоразрушающими элементами, которыми могут оснащаться некоторые типы шарошечных долот, предназначенные для бурения горных пород средней твердости.

Пирамидальный индентор своей формой моделирует алмазные резцы или фрезерованные зубья шарошечных долот.

Для пирамидального индентора с углом наклона плоскости конуса относительно вертикали  $\psi$  глубина внедрения в породу может рассчитываться по зависимости

$$h_{\text{п}} = \frac{1}{\operatorname{tg} \psi} \sqrt{\frac{P}{p_{\text{ш}}(1 + \operatorname{tg} \varphi)}} \quad (12)$$

в которой входящие в формулы параметры обозначены аналогично использованным в формулах для клиновидного и трапециевидного инденторов (11), (12).

В случае если, например, пирамидальный резец с углом приострения вершины  $2\psi$  площадкой притупления шириной  $2s$ , полученной, например, в результате износа, то в соответствии со схемой, рассмотренной при внедрении в породу шарообразного индентора (см. рис. 2.19), зависимость расчета глубины внедрения индентора определится по следующей формуле:

$$h_{\text{ш}} = \frac{1}{\operatorname{tg} \psi} \left( s - \sqrt{\frac{3s^2}{4} - \frac{P}{4p_{\text{ш}}(1 + \operatorname{tg} \varphi)}} \right). \quad (13)$$

Пирамида с площадкой притупления соответствует форме приостренного неовализованного алмазного резца с площадкой износа.

Сравнение инденторов с различной формой торца показывает, что геометрическая форма рабочей части инструмента, а также ее размеры

существенно, а часто кардинально влияют на эффективность процесса разрушения горной породы.

Плоский индентор, для которого характерно постоянство площади контакта при погружении в породу на любую глубину, оказывается в ряде случаев более эффективным по энергозатратам в сравнении со сферическим или клиновидным наконечником. В то же время следует отметить, что плоская форма торца индентора подвержена изменению в процессе эксплуатации, особенно при разрушении твердых пород, из-за концентрации напряжений на краях торца и их преимущественного разрушения. Поэтому для инденторов с плоской цилиндрической формой торца в процессе эксплуатации характерны овализация и сближение плоской формы со сферической.

У клиновидного индентора экстремальные значения напряжений при вдавливании наблюдаются на острой вершине грани, что приводит к разрушению наконечника вследствие высоких напряжений в материале и овализации наконечника.

Анализ эффективности инденторов со сферической и клиновидной формами торца [30] показывает, что при значительной твердости пород эффективнее оказывается сферический индентор.

При разрушении мягких пород, когда глубина внедрения индентора-резца значительна, более эффективен по объему разрушенной породы и энергоемкости разрушения клиновидный индентор, а пород средней твердости – клиновидный и трапециевидный (клиновидный с площадкой притупления), (см. рис.2.25).

Поэтому при изготовлении бурового инструмента для бурения твердых и крепких пород наиболее распространены породоразрушающие элементы со сферической формой торца, для которого характерна относительная равномерность распределения напряжений при вдавливании в породу. изнашивание сферического индентора приводит к некоторому увеличению радиуса его торца без значительного изменения формы.



Для бурения горных пород средней твердости более предпочтительны трапецевидные породоразрушающие элементы, а также клиновидные и пирамидальные с большими значениями углов приострения.

Для бурения же мягких горных пород более эффективны приостренные клиновидные и пирамидальные породоразрушающие элементы.

### **1.3. Разрушение горной породы ударом при несимметричном нагружении индентора**

При взаимодействии с горной породой элементов вооружения шарошечных долот дробяще-скалывающего действия зуб долота внедряется в породу силой  $P_z$ , а второй зуб при перекатывании шарошки по забою наносит по забою косой удар с силой  $P_y$ . Таким образом, разрушение горной породы происходит раздавливанием статическим усилием  $P_z$  и скалыванием несимметричным ударом с усилием  $P_y$  (рис. 8).

В данном случае можно отметить универсальность породоразрушающего действия шарошечных долот, а именно сочетание динамических и статических воздействий на породу и возможность реализации породоразрушающих усилий как в направлении перпендикулярно забою (раздавливание), так и в плоскости забоя (скалывание). Можно добавить, что при бурении пластичных пород проскальзывание шарошек на забое обеспечивает еще и резание-скалывание.

Другой случай несимметричного ударного нагружения индентора связан с приложением к инструменту внецентренных ударных импульсов [15].

Анализ процесса разрушения горных пород внецентренным приложением ударов выполнен в соответствии с процессом нагружения породы, реализованным на стенде, схема которого дана на рис. 9.

Стенд включает направляющую трубу 1, установленную вертикально, ударник 2, долото 3 с шариком 4 и плоскопиленный блок горной породы 5. Долото 3 оснащено восемью породоразрушающими вставками из сплава ВК со сферическими рабочими поверхностями радиусом 4 мм и располагаемые по периметру торца долота 3 с равным шагом. Ударный импульс от ударника 2 к породе передается через шарик 4, что позволяет, меняя положение шарика 4 на поверхности долота 3, изменять эксцентриситет приложения удара.

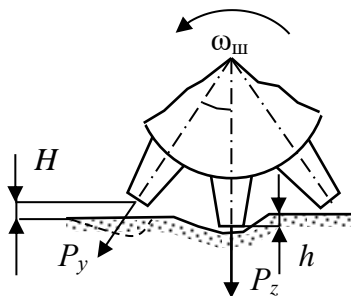


Рис. 8. Схема взаимодействия с породой вооружения шарошечного долота

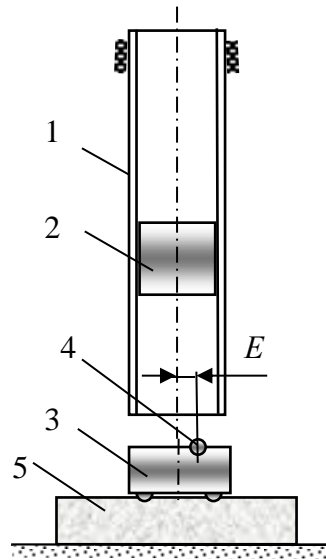


Рис. 9. Схема установки для исследования процесса разрушения горной породы внецентренными ударами

Энергия удара рассчитывается по формуле

$$A = Qh_y \cos \Delta, \quad (14)$$

где  $Q$  – вес ударника 2, Н;

$h_y$  – высота сбрасывания ударника 2, м;

$\Delta$  – угол вектора ударного импульса по отношению к оси направляющей трубы 1 (рис. 2.45), град.

Угол  $\Delta$  рассчитывается по формуле:

$$\Delta = \arctg \frac{2E}{l_y}, \quad (15)$$

где  $E$  – эксцентриситет приложения удара, м;

$l_y$  – высота ударника 2, м.

Главная особенность внецентренного удара состоит в том, что в породе под различными породоразрушающими вставками долота напряжения в момент удара будут не равны.

Нормальные  $\sigma_i$  и касательные  $\tau_i$  напряжения в породе под каждой из вставок можно рассчитать по формула

$$\sigma_i = \frac{3P \cos^2 \psi_i \cos^2 \Delta}{2\pi r_i^2}; \quad (16)$$

$$\tau_i = \frac{3P \cos \psi_i \cos \Delta \sin \Delta}{2\pi r_i^2}, \quad (17)$$

где  $i$  – номер породоразрушающей вставки, определяющий значения  $r_i$  и  $\psi_i$ ;

$r_i$  – расстояние от точки приложения удара до породоразрушающей вставки, м;

$\psi_i$  – угол между вертикалью и направлением от центра приложения удара к  $i$  породоразрушающей вставке, град;

$P$  – сила удара, Н.

Угол  $\psi_i$  рассчитывается из формулы:

$$\psi_i = \arccos \frac{L_d}{r_i}, \quad (18)$$

где  $L_d$  – высота долота с шариком, м.

Расстояния  $r_i$  для каждой из 8 породоразрушающих вставок, начиная от ближайшей к центру удара вставки  $1-i=1$  и до самой удаленной вставки  $8-i=8$ , определены из зависимостей:

$$r_1 = \sqrt{h^2 + (R_b - E)^2}; \quad (19)$$

$$r_{2,3} = \sqrt{h^2 + 0,75R_b^2 + (0,5R_b - E)^2}; \quad (20)$$

$$r_{4,5} = \sqrt{h^2 + E^2 + R_b^2}; \quad (21)$$

$$r_{6,7} = \sqrt{h^2 + 0,75R_b^2 + (0,5R_b + E)^2}; \quad (22)$$

$$r_8 = \sqrt{h^2 + (R_b + E)^2}, \quad (23)$$

где  $R_b$  – радиус размещения породоразрушающих вставок на торце долота, м.

Расчеты по формулам (19) – (23) показали, что напряжения под вставками не равны, их максимальные значения наблюдаются под теми вставками, которые расположены со стороны точки приложения удара. При этом

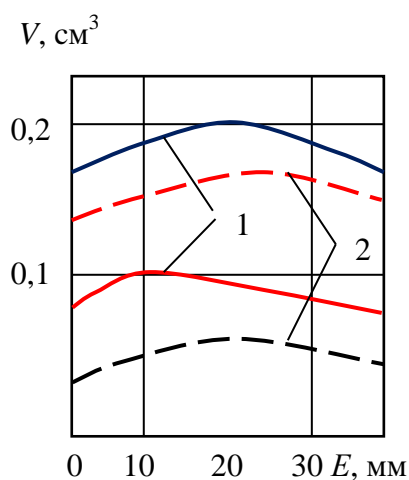


Рис. 10. Зависимости объема разрушения  $V$  мрамора – линии 1 и гранита – линии 2 от эксцентриситета приложения ударов при энергии удара 0,2 кДж (две верхние линии) и 0,17 кДж (две нижние линии)

максимальные значения напряжений при внецентренном ударе выше, а минимальные существенно ниже уровня напряжений, получаемых при центральном ударе, для которого характерно равенство напряжений под всеми породоразрушающими вставками.

Результаты экспериментальных работ по определению объема разрушения мрамора (твердость 765 МПа, коэффициент пластичности 3,3) и гранодиорита (твердость 2489 МПа, коэффициент пластичности 1,1) при двух уровнях энергии удара – 0,17 и 0,2 кДж при внецентренном приложении ударов в диапазоне эксцентриситета 0–42 мм для долота диаметром 90 мм, представлены на рис. 2.46.

Из представленных данных следует, что наибольший объем разрушения породы наблюдается при определенном значении эксцентриситета приложения удара. При этом объем разрушения при внецентренном ударе превышает объем разрушения породы при центральном ударе ( $E=0$ , рис. 10), а прирост объема

разрушения более значителен для твердого и хрупкого гранита (линии 2 на рис. 10).

Учитывая, что при внецентренном ударе энергия снижается по мере увеличения эксцентриситета приложения удара (зависимости (2.64), (2.65), то очевидно, что при некотором эксцентриситете приложения удара (по условиям эксперимента до 30 мм) наблюдается существенное снижение энергоемкости разрушения породы в сравнении с центральным ударом.

Увеличение объема разрушения горных пород при внецентренном приложении удара объясняется концентрацией высоких напряжений под некоторыми вставками. В то же время наличие экстремальных значений напряжений в породе при внецентренном ударе не объясняет до конца причин роста объема разрушения породы по сравнению с центральным ударом той же энергетики.

В данном случае следует предположить наличие других составляющих механизма разрушения породы при внецентренном ударе.

Отмеченная составляющая определяется тем, что в момент внецентренного удара проявляется действие не только осевого в направлении забоя ударного импульса, но и сдвиговое ударное усилие в плоскости забоя. Наличие данной составляющей подтверждается вытянутыми, по направлению к центру приложения внецентренного ударного импульса формами лунок разрушения породы.

Тангенциальные ударные усилия приводят к изменению формы, повышению размеров лунок разрушения и обеспечивают отделение от забоя части массива горной породы, которая испытала разрушающее действие, разделена трещинами, но еще удерживается в лунках разрушения силами своих внутренних связей породы.

Таким образом, показано, что появление усилий, действующих в плоскости забоя в момент внедрения инденторов (резцов) в породу, приводит к повышению эффективности разрушения горных пород. В настоящее время этот механизм разрушения эффективно используется при бурении шарошечными

долотами дробящее-скалывающего действия и может развиваться за счет формы породоразрушающих элементов, повышающих эффект внецентренного.

#### **1.4. Основные принципы и закономерности разрушения горных пород при бурении**

Эффективность бурения определяется объемом разрушенной буровым инструментом породы в единицу времени. Объем разрушенной породы в единицу времени непосредственно связан с величиной мощности  $N$ , подводимой к забою.

Объем породы, разрушаемый в единицу времени, можно определить из зависимости:

$$V = \frac{N}{A_v}, \quad (24)$$

где  $N$  – мощность, подведенная к забою для разрушения породы в единицу времени, кВт ч;

$A_v$  – энергоемкость разрушения породы определенного объема, кВт/м<sup>3</sup>.

Объем разрушенной в единицу времени породы можно определить, используя значение скорости бурения:

$$V = v_m F, \quad (25)$$

где  $v_m$  – механическая скорость бурения, м/ч;

$F$  – площадь забоя скважины, м<sup>2</sup>.

Из равенства формул для определения объема разрушенной породы (24) и (25) получим:

$$v_m = \frac{N}{A_v F}. \quad (26)$$

Из данного выражения следует, что скорость бурения пропорциональна количеству подведенной к забою мощности, обратно пропорциональна энергоемкости разрушения породы и площади забоя.

Таким образом, интенсификация процесса разрушения горной породы при бурении может осуществляться вследствие:

- увеличения передаваемой горной породе энергии, что предполагает также необходимость снижения ее потерь при передаче от источника энергии до забоя скважины;
- уменьшения энергоемкости процесса разрушения горной породы;
- уменьшения площади забоя скважины.

В свою очередь, увеличение передаваемой горной породе энергии может быть получено в результате:

- увеличения частоты вращения породоразрушающего инструмента;
- увеличения осевой статической или ударной нагрузки на породоразрушающие резцы бурового инструмента;
- передачи горной породе дополнительной тепловой энергии

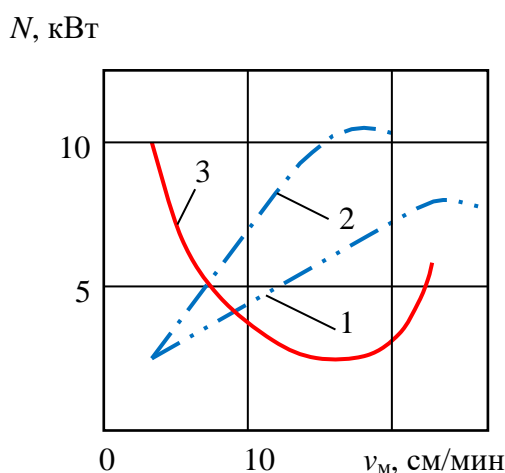


Рис. 11. Зависимость мощности разрушения породы при бурении шарошечными долотами диаметром 59 мм (линия 1) и 76 мм (линия 2) от механической скорости бурения  $v_M$ ; кривая 3 – удельные затраты мощности, равные отношению  $N/v_M$

(термомеханическое бурение);

- передачи горной породе дополнительной гидродинамической энергии (гидромониторное бурение).



Уменьшение энергоемкости разрушения горной породы можно достичь за счет:

- создания породоразрушающего инструмента, максимально соответствующего по своим характеристикам прочностным свойствам горных пород;
- применения понизителей твердости горных пород (жидкости с ПАВ, ультразвуковые колебания жидкости и др.);
- разработки оптимальных режимов бурения.

Реальное уменьшение потерь энергии при передаче от источника до породоразрушающего инструмента возможно вследствие перемещения привода вращения инструмента к забою скважины (применение забойных гидро- или электродвигателей, редукторов-мультипликаторов, повышающих частоту вращения инструмента при умеренной частоте вращения бурильной колонны).

Снижение площади забоя скважины происходит за счет непрерывного уменьшения диаметра породоразрушающих инструментов и площади их торца (применение, например, коронок и долот с утонченной (уменьшенной) рабочей торцевой поверхностью).

Отношение  $\frac{N}{F}=N_0$  в формуле (26) определяет значение удельной забойной мощности, подводимой к инструменту для разрушения породы, которая ограничена возможной прочностью породоразрушающего инструмента. Поэтому наиболее перспективным для достижения высокой скорости бурения является поиск условий, обеспечивающих минимальную энергоемкость разрушения породы.

На рис. 11 приведены экспериментальные зависимости, отражающие связь механической скорости бурения с мощностью, подводимой к забою. При определенном уровне подводимой мощности механическая скорость бурения начинает снижаться и возрастают удельные энергозатраты, т.е. режим разрушения породы становится менее эффективным.

Обобщенный параметр режима работы породоразрушающего инструмента при вращательном бурении – реализуемая на забое мощность:

$$N = \frac{\mu_k P_{oc} R \omega}{97,5}, \quad (27)$$

где  $\mu_k$  – коэффициент сопротивления породы вращению бурового инструмента;

$P_{oc}$  – осевая нагрузка на инструмент, Н;

$R$  – радиус торца бурового инструмента, м;

$\omega$  – частота вращения,  $c^{-1}$ .

С учетом данной зависимости формула определения скорости бурения (26) получит следующий вид:

$$v_m = \frac{\mu_k P_{oc} R \omega}{97,5 A_v F}. \quad (28)$$

Если частоту вращения выразить через линейную скорость перемещения резцов:

$$\omega = \frac{v_l}{\pi D}, \quad (29)$$

то формулу для расчета скорости бурения можно представить в виде

$$v_m = \frac{\mu_k P_{oc} v_l}{2\pi 97,5 A_v F}. \quad (30)$$

Соотношение  $\frac{P_{oc}}{F} = q_z$  определяет значение удельного контактного давления на забой скважины. Следуя начальным условиям, при расчете  $q_z$  использовано значение всей площади забоя скважины без учета площади породоразрушающих элементов, которыми вооружен торец коронки или долота.

Буровой инструмент опирается на забой породоразрушающими элементами, площадь которых, например, равна  $F_n$ . При этом  $F_n < F$ . В данном случае для эффективной работы инструмента очень важны схема установки, размеры и форма породоразрушающих элементов. Рациональное и эффективное вооружение инструмента значительно влияет на энергоемкость

разрушения горной породы, определяет стойкость инструмента. Принимая соотношение  $\frac{P_{oc}}{F_{п}} = q$  за удельное контактное давление на породу со стороны бурового инструмента, при условии равномерного распространения напряжений в породе по всей площади забоя, выражение (30) представим в виде

$$v_m = \frac{\mu_k v_l}{2\pi 97,5 A_v} q. \quad (31)$$

Таким образом, производительным вращательное бурение будет при высоких значениях удельного контактного давления на забой, линейных скоростях перемещения резца, повышенном значении коэффициента сопротивления породы и минимальной энергоемкости разрушения горной породы.

Линейные скорости перемещения резцов при современном бурении не превышают в основном 2–5 м/с, а их увеличение затруднительно по техническим причинам.

Одна из проблем бурения, особенно сплошным забоем, связана с реализацией равной и достаточной скорости перемещения резца бурового инструмента.

Из формулы (31) следует, что линейная скорость перемещения резца пропорциональна радиусу бурового инструмента, а значит, в центре торца она

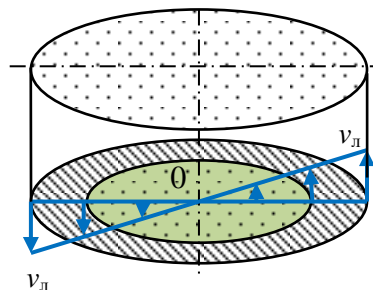


Рис. 12. Схема, отражающая значения линейной скорости для резцов коронки при бурении

будет рана нулю (нулевая точка, рис. 12). Таким образом, при бурении скважины режим разрушения породы на забое, особенно резанием-скалыванием, не является тождественным, что определяет особые подходы при конструировании и оказывает влияние на результативность отработки буровых инструментов. Например, периферийные и внутренние породоразрушающие элементы фактически разрушают различные по прочностным механическим характеристикам разновидности одной буримой горной породы, поскольку динамическая твердость периферийных участков горной породы линейно возрастает по сравнению с той же характеристикой внутренних участков забоя. Это является следствием более значимого скоростного упрочнения горной породы для резцов долота, размещенных на его периферии.

При бурении кольцевым забоем проблемы нулевой точки и упрочнения горной породы на периферии забоя проявляются в меньшей степени. Для долот проблема нулевой точки является достаточно значимой и требует специальных конструктивных решений, позволяющих устранить влияние нулевой точки на процесс бурения.

Одним из важнейших параметров, определяющих режим разрушения породы, является величина удельного контактного давления на породу  $q$ .

В зависимости от величины удельного контактного давления выделяют три режима разрушения породы:

- поверхностное (истирание, шлифование);
- усталостное;
- объемное.

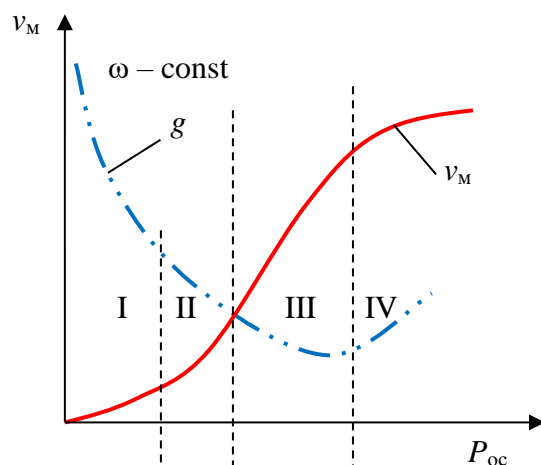


Рис.13. Зависимость механической скорости бурения  $v_M$  и удельных энергозатрат на разрушение  $g$  от осевого усилия (удельного контактного давления на породу  $q$ ):  
 I – поверхностное разрушение;  
 II – усталостное разрушение;  
 III – объемное разрушение;  
 IV – чрезмерно высокая  $P_{oc}$ , приводящая к разрушению вооружения бурового инструмента

На рис. 13 дана зависимость механической скорости бурения от осевого усилия и выделены основные режимы разрушения горной породы.

Режим поверхностного разрушения наблюдается при малом значении осевого усилия, когда удельное контактное давление значительно меньше твердости горной породы  $q < p_{ш}$ . В этом случае происходит поверхностное истирание и шлифование породы, повышенный нагрев и износ бурового инструмента. Процесс бурения при таком режиме разрушения не может быть эффективным, что подтверждается высокими энергозатратами (кривая  $g$  на рис. 13).

Режим усталостного разрушения горных пород возникает в том случае, если  $q < p_{ш}$ . При таком соотношении твердости породы и контактного напряжения разрушение происходит вследствие циклического нагружения, при котором достигается предел усталости горной породы  $[\sigma_{-1}]$ . Предел усталости любого материала ниже предела прочности в 20–30 раз и он достигается при повторяющихся циклах нагружения породы, возникающих вследствие перемещения по забою резцов бурового инструмента. Аналитически

усталостную кривую можно выразить зависимостью, отражающей снижение предела прочности породы до напряжения, уровень которого достаточен для её разрушения под влиянием внешних сил

$$\sigma_y = \sqrt[m]{\frac{\sigma_B}{N}}, \quad (32)$$

где  $N$  – число циклов нагружения;

$m$  – степень усталостной кривой;

$\sigma_B$  – предел прочности горной породы.

Из зависимости (32) следует, что прочность породы снижается при повышении числа циклов её нагружения. В данном случае под циклом нагружения понимают повторяющееся деформирование породы в режиме «сжатие нагрузкой – восстановление прежнего размера при снятии нагрузки». Цикличность «нагрузка – разгрузка» реализуется при бурении вследствие

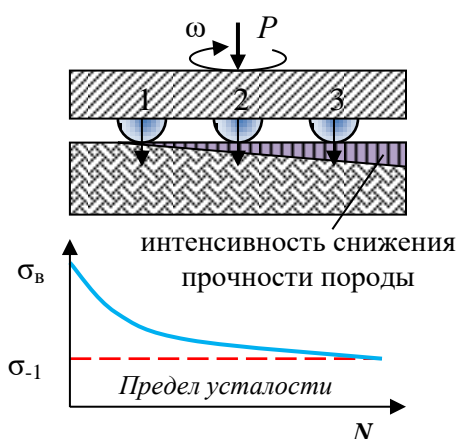


Рис. 14. Усталостная кривая снижения прочности породы при циклическом нагружении породы при прохождении резцов по забою:  $N$  – число циклов нагружения породы при прохождении резцов инструмента

повторяющегося воздействия резцов бурового инструмента на определенный участок породы на забое (рис.14). Повторяющиеся циклы «нагрузка–разгрузка» приводят к растрескиванию породы и её ослаблению. В результате прочность породы снижается, приближаясь к значению предела усталости (рис.14). Соответственно, снижается и твердость породы в

поверхностном, ослабленном трещинами слое до значения  $p_{ш}^y < q$ . В этом случае наступает разрушение породы в поверхностном слое после нескольких проходов резцов бурового инструмента.

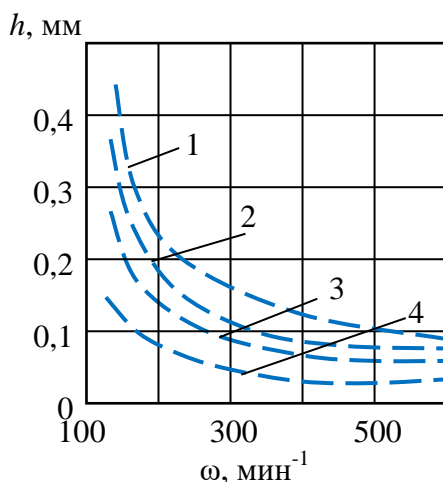


Рис. 15. Зависимость глубины борозды разрушения алмазным резцом  $h$  от частоты вращения  $\omega$  при нагрузках на алмаз,  $H$ : 1 – 140; 2 – 100; 3 – 56; 4 – 35

Наиболее оптимален для разрушения горной породы режим объемного разрушения, при котором  $q \geq p_{ш}$ . В этом случае резцы инструмента внедряются в породу и производят её разрушение за один цикл воздействия с образованием борозды или лунки разрушения, объем которой при бурении твердых пород может значительно превышать объем внедрения резцов в породу.

Дальнейшее повышение осевого усилия (рис.15) уже не приводит к значительному росту скорости бурения, поскольку наступает режим активного разрушения самого бурового инструмента.

Одним из основных положений механики разрушения горных пород при вращательном бурении является правило, в соответствии с которым определенной нагрузке на инструмент соответствует оптимальная скорость движения резца. В этом случае реализуются наибольшая глубина разрушения породы и минимальный износ самого инструмента, т.е. процесс разрушения горной породы осуществляется в самых оптимальных условиях.

В работе приведены экспериментальные данные о влиянии частоты вращения инструмента на глубину борозды разрушения, которые показывают, что при увеличении скорости перемещения резцов, даже при условии, что осевая нагрузка достаточна для эффективного разрушения породы, глубина борозды разрушения, образуемая алмазом, снижается (рис. 16).

Снижение глубины борозды разрушения при повышении частоты вращения инструмента приводит к снижению темпа роста механической скорости бурения. Например, в работе приведены данные о том, что рост частоты вращения инструмента в 6,9 раза привел к повышению механической скорости бурения только в 3,1 – 3,3 раза при различных значениях нагрузки на коронку.

Типичный характер изменения механической скорости от осевой нагрузки показан на рис. 4.12. В соответствии с данными из работы данная зависимость может соответствовать следующей эмпирической формуле:

$$v_m = ae^{bP}, \quad (33)$$

где  $a, b$  – постоянные коэффициенты;

$e$  – основание натурального логарифма;

$P$  – нагрузка на инструмент.

Крутящий момент, Н·м, в общем виде может определяться из зависимостей:

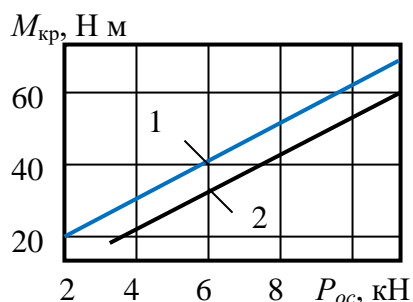


Рис. 16. Зависимость крутящего момента от осевой нагрузки при бурении алмазной коронкой диаметром 59 мм с частотой вращения: 1 – 625 мин<sup>-1</sup>; 2 – 1500 мин<sup>-1</sup>



$$M_{\text{кр}} = \frac{N}{\omega} = P_{\text{ос}} \mu_{\text{к}} R, \quad (34)$$

где  $N$  – мощность, затрачиваемая на разрушение породы, кВт;

$\omega$  – частота вращения инструмента,  $\text{с}^{-1}$ ;

$P_{\text{ос}}$  – осевая нагрузка, Н;

$\mu_{\text{к}}$  – коэффициент сопротивления породы вращению бурового инструмента;

$R$  – средний радиус торца бурового инструмента.

Крутящий момент линейно возрастает при увеличении осевой нагрузки на инструмент (рис. 16). При увеличении частоты вращения крутящий момент несколько снижается, что связано с уменьшением углубления резцов инструмента в породу.

Зависимость крутящего момента от углубления за один оборот инструмента на забое показывает линейный рост  $M_{\text{кр}}$  вследствие увеличения сил сопротивления (рис. 17).

В формулах (31) – (34) показана связь затрат мощности на разрушение породы на забое и механической скорости бурения с коэффициентом сопротивления породы вращению бурового инструмента  $\mu_{\text{к}}$ , который учитывает механическую и молекулярную составляющие сил трения, а также индивидуальные особенности и свойства горных пород, вызывающие упругие и пластические реакции на продвижение резцов по разрушаемой породе.

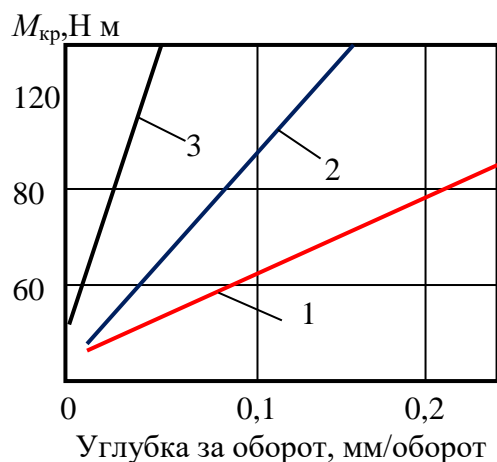


Рис. 17. Зависимость крутящего момента от углубления инструмента за один оборот в различных горных породах: 1 – известняк; 2 – кварцит; 3 – гранит

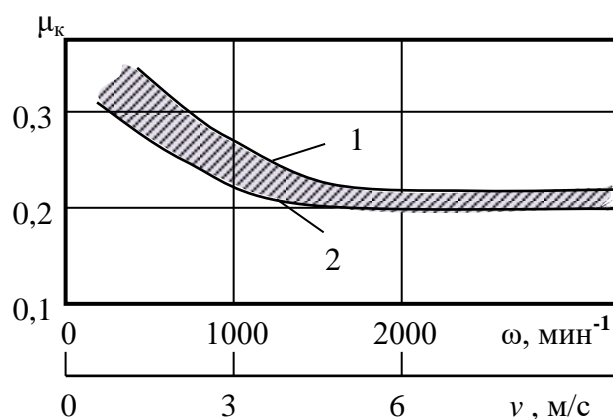


Рис. 18. Зависимость коэффициента сопротивления  $\mu_k$  от частоты вращения ( $\omega$ ) и линейной скорости перемещения резца ( $v$ ): 1 –  $P_{ос} = 12$  кН; 2 –  $P_{ос} = 6$  кН

Зависимость коэффициента  $\mu_k$  от частоты вращения и осевого усилия дана на рис.18. Учтя при анализе выражение (34), а также зависимости крутящего момента от частоты вращения, осевого усилия и углубления инструмента за один оборот вращения, можно установить между всеми этими параметрами закономерную связь, которая устанавливается в зависимости от глубины внедрения резцов в породу при бурении:

- рост осевого усилия приводит к повышению глубины внедрения резцов в породу, а в результате увеличивается сопротивление вращению инструмента на забое и крутящий момент;

- повышение частоты вращения вызывает уменьшение глубины внедрения резцов в породу, что приводит к некоторому снижению сопротивления вращению инструмента на забое и крутящего момента.

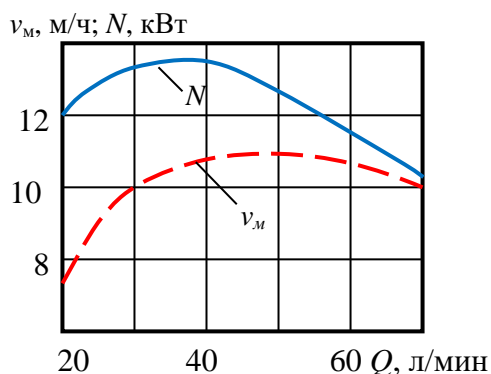


Рис. 19. Зависимость забойной мощности  $N$  и механической скорости бурения  $v_m$  от подачи промывочной жидкости на забой

В результате разнообразных исследований установлено наличие четкой зависимости механической скорости, углубления за один оборот инструмента на забое и забойной мощности от подачи промывочной жидкости.

В большинстве случаев отмечается, что оптимальное количество промывочной жидкости, подаваемой в скважину, соответствует максимальным значениям механической скорости и углубления за один оборот и минимуму удельных энергозатрат на бурение (рис. 19).

При этом выявленный оптимум может смещаться в большую или меньшую сторону по количеству подаваемой к забою жидкости в зависимости от значений параметров режима бурения. В данном случае справедлива зависимость, из которой следует, что при равных значениях углубления в породу за оборот наибольшая подача промывочной жидкости соответствует более высокой частоте вращения.

Таким образом, повышение механической скорости бурения и забойной мощности связано с оптимальными условиями очистки забоя.

Дальнейшее повышение подачи промывочной жидкости приводит к проявлению эффекта гидростатического давления бурового инструмента, что снижает внедрение резцов в породу и, соответственно, понижаются механическая скорость бурения и затраты мощности на разрушение горной породы (рис. 19). При бурении шарошечными долотами проблема гидростатического давления наиболее

проявляется при бурении долотами с гидромониторными насадками вследствие более значительного перепада давления при равных значениях подачи промывочной жидкости при бурении долотами без насадок и с насадками.

## **Глава 2. Теоретическое обоснование касательного удара**

### **2.1 Теория удара**

В этой главе проведен анализ работ по изысканию рациональных способов совершенствования буровых машин ударного действия и применяемых конструкций бурового инструмента.

Создание и совершенствование буровых машин ударного действия сопровождались решением следующих основных задач: формирование в волноводе ударных импульсов с рациональными параметрами и обеспечение наилучшей передачи энергии бойка в штангу; передача волны деформации по упругим волноводам с минимальными потерями энергии; обеспечение оптимального преобразования энергии волн деформации в работу разрушения породы; снижение вредного воздействия на элементы ударного механизма импульсов, отраженных от обрабатываемой среды; разработка средств измерения энергетических параметров волновых ударных процессов во время работы бурильной машины.

Существенный вклад в исследования обозначенных задач в ставее штанг при вращательно-ударном способе бурения подземных скважин малых диаметров внесли О. Д. Алимов, Е. В. Александров, В. Д. Андреев, А. И. Бажал, А. И. Белов, Ю. Д. Бессонов, В. И. Власюк, В. Ф. Горбунов, С. Н. Гудимов, Л. Т. Дворников, И. Е. Ерофеев, К. И. Иванов, В. В. Каменский, Г. М. Кашкаров, Г. М. Крюков, В. К. Манжосов, Н. Ф. Медведев, А. Ф. Панамарчук, А. А. Репин, Л. А. Саруев, А. Л. Саруев, А. С. Сердечный, Б. Н. Серпенинов, Б. Н. Смоляницкий, В. Б. Соколинский, И. Г. Шелковников, В. И. Чирьев, А. Г. Цуканов, Е. Ф. Эпштейн и др. За рубежом этими вопросами занимались Ф.К. Арндт, С. Такаока, К. Ферхарст, Г. Фишер, И. Хоукс, П. Чакраварти и др.

Рассматривая задачу о продольных волнах сжатия, распространяющихся в упругих стержнях необходимо принимать во внимание, что формулы о распределении напряжений, действующих в ударной системе, основаны на

решении волнового уравнения по теории Сен-Венана, которая основывается на допущении, что при ударе стержней контакт соударяющихся тел осуществляется по всей поверхности соударения. При этом напряжения и деформации в телах распространяются не мгновенно, а с конечной скоростью ударной волны  $c_0$ .

Движение волны при этом описывается одномерным волновым дифференциальным уравнением:

$$\frac{\partial^2 u}{\partial t^2} = c_0^2 \cdot \frac{\partial^2 u}{\partial x^2}. \quad (35)$$

Рассмотрим движение волны в тонком упругом стержне (буровом ставе) при ударе двух тел (рис. 10), фиксированном на одном конце и подвергающемся удару с другого конца жестким блоком массы  $m$ , движущимся со скоростью  $V$ .

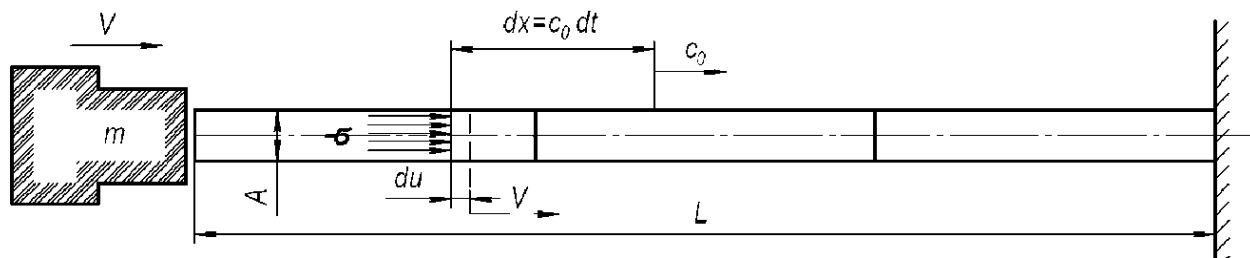


Рис. 20 Удар жесткой массы  $m$  о конец упругого стержня. Волна сжатия интенсивности  $\sigma$  распространяется со скоростью  $c_0$

В этом простом примере будем рассматривать продольную волну сжатия ( $-o$ ), движущуюся слева направо вдоль стержня со скоростью  $c_0$ . За время  $dt$  фронт волны продвинется на расстояние  $dx = c_0 dt$  элемент массы  $\rho A dx$  приобретает скорость  $V$  при действии импульса давления. Здесь  $\rho$  - плотность материала,  $A$  - площадь поперечного сечения стержня (штанги). Закон сохранения количества движения для элемента стержня имеет вид:

$$-\sigma A dt = (p A dx) V = p A c_0 V t, \quad (36)$$

$$\sigma = -p c_0 V \quad (37)$$

Элемент будет сжат на величину  $du=Vdt$ , так что его относительная деформация равна:

$$-\frac{du}{dx} = -\frac{V}{C_0} = -\frac{\sigma}{E} \quad (38)$$

Исключая  $u$  и  $V$  из уравнений (37) и (38), получаем выражение для скорости распространения волны (импульса) напряжения:

$$C_0 = \left(\frac{E}{\rho}\right)^{1/2} \quad (39)$$

которая является характеристикой материала. Так как упругие деформации малы, то скорость частиц стержня  $V$  значительно меньше скорости распространения волны  $C_0$ . При этом для волны сжатия частицы движутся в том же направлении, что и волна, а для волны растяжения - картина противоположная. Начальное напряжение сжатия в стержне определяется выражением (35). Ударник замедляется от действия сжимающей силы в стержне при их взаимодействии, дальнейшее развитие процесса соударения зависит от соотношения масс ударника и стержня.

## 2.2 Касательный удар

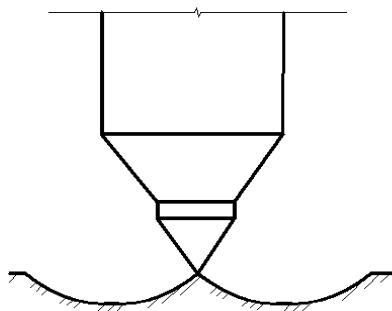


Рис 21. Прямой удар

При ударном способе бурения используют долота дробящего действия, которым сообщается вертикальное возвратно-поступательное движение. В этом случае долото наносит периодические *прямые удары* по породе на поверхности забоя скважины и скважина как бы выдалбливается ударами инструмента

Станки вращательного бурения шарошечными долотами с очисткой скважины воздухом массой 80-90 тонн выполняют подобные работы с эффективностью в 2-3 раза ниже чем наша разработка весом в 25 тонн, которая выполняет аналогичную функцию, где ударный инструмент находится под углом в 45 градусов, что является критерием более эффективной работы за счет разработки нового ударного механизма.

### 1. Первая стадия касательного удара.

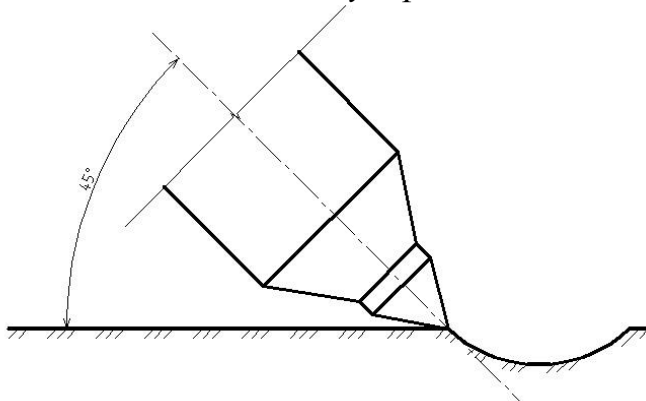




Рис 22 Касательный удар, первая стадия

## 2. Последующие стадии бурения.

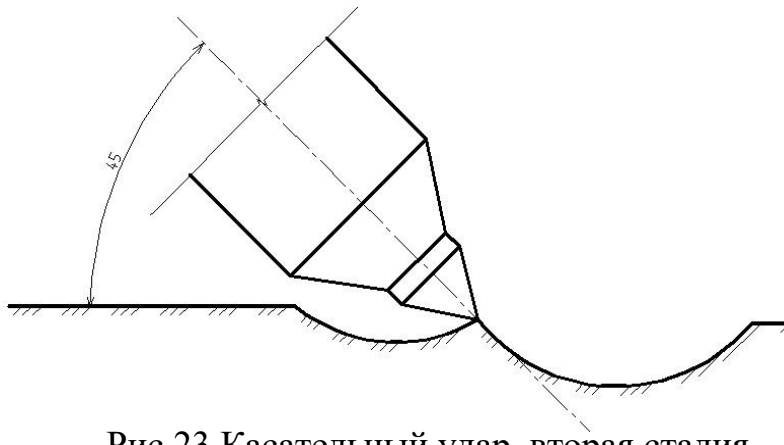


Рис 23 Касательный удар, вторая стадия

Аналитическое исследование передачи энергии удара при помощи сферических тел.

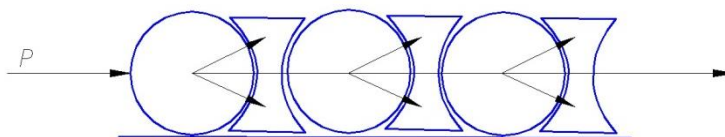


Рис 24

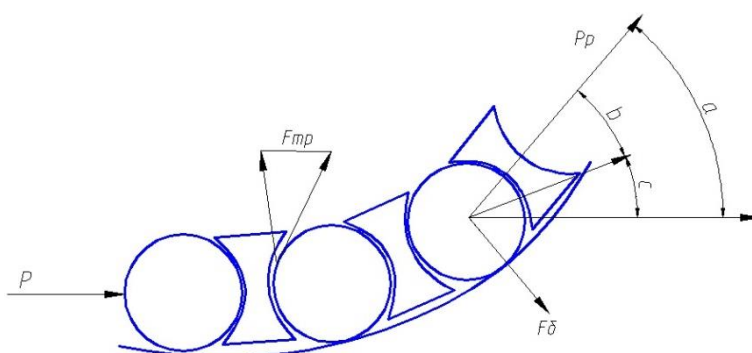


Рис.25

Математическое обоснование.

$$\cos a = \frac{F_{\phi} - F_{mp}}{P}; \quad (36)$$

$$P_p = P \cdot \cos a; \quad (37)$$

$$F_{mp} = \kappa_{mp} \cdot P; \quad (38)$$

где  $\kappa_{mp} = 0,4$

При подачи энергии в ударно-вращательным механизм при угловом бурении происходит распределение энергии вдоль центральной оси шаров Ньютона на угол  $\alpha$ , как показано на чертеже. Желаемый результат мы получили за счет промежуточных дисков между шарами Ньютона, благодаря которым распределение энергии происходит равномерно вдоль центра шаров, за счет сил трения, которые в свою очередь, сохраняют энергию внутри шара и передают её с минимальными потерями на выходе (рис.2).

При горизонтальном бурении энергия подается в первый шар, как показано на рис. 1. Распределение энергии происходит хаотично до соприкосновения с промежуточными дисками, которые, удерживая эту энергию, с минимальными потерями, передают её в систему центрируя всю энергию к последующим шарам. Тем самым мы получаем результирующую силу с минимальными потерями энергии без транспортирующей среды (вода, воздух).

## Глава 3. Эксперимент

### 3.1. План эксперимента

Цель: Определение величины энергоёмкости разрушения сред касательным ударом.

Задачи:

1. Определение энергоёмкости процесса скола породы в зависимости от угла резания

2. Определение энергоёмкости процесса скола породы в зависимости от рациональных параметров скола

### 3.2 Теоретические схемы процесса.

Энергия удара рассчитывается по формуле

$$A = Qh_y \cos \Delta \quad (39),$$

где  $Q$  – вес ударника 2, Н;

$h_y$  – высота сбрасывания ударника, м;

$\Delta$  – угол вектора ударного импульса по отношению к оси направляющей трубы, град.

Угол  $\Delta$  рассчитывается по формуле:

$$\Delta = \arctg \frac{2E}{l_y} \quad (40)$$

где  $E$  – эксцентриситет приложения удара, м;

$l_y$  – высота ударника, м.

Главная особенность внецентренного удара состоит в том, что в породе под различными породоразрушающими вставками долота напряжения в момент удара будут не равны.

Нормальные  $\sigma_i$  и касательные  $\tau_i$  напряжения в породе под каждой из вставок можно рассчитать по формулам:

$$\sigma_i = \frac{3P \cos^2 \psi_i \cos^2 \Delta}{2\pi r_i^2} \quad (41)$$

$$\tau_i = \frac{3P \cos \psi_i \cos \Delta \sin \Delta}{2\pi r_i^2} \quad (42)$$

где  $i$  – номер породоразрушающей вставки, определяющий значения  $r_i$  и  $\psi_i$ ;

$r_i$  – расстояние от точки приложения удара до породоразрушающей вставки, м;

$\psi_i$  – угол между вертикалью и направлением от центра приложения удара к  $i$  породоразрушающей вставке, град;

$P$  – сила удара, Н.

Угол  $\psi_i$  рассчитывается из формулы:

$$\psi_i = \arccos \frac{L_d}{r_i} \quad (43)$$

где  $L_d$  – высота долота с шариком, м.

В эксперименте присутствуют 4 определяющих фактора: Величина шлама –  $m$ , энергия удара, угол резания, рациональные параметры скола(шаг).

Методика проведения эксперимента.

Для решения поставленных задач, необходимо проведение экспериментальных исследований.

Лабораторные экспериментальные исследования позволяют изучать отдельное влияние каждого параметра, изменять его в широком диапазоне и по

возможности исключать одновременное взаимное влияние других факторов. Поэтому экспериментальные исследования по решению отдельных намеченных задач необходимо проводить в лабораторных условиях.

Для проведения эксперимента был собран испытательный стенд. Стенд состоит из направляющей, представляющей собой стальную трубу ГОСТ Р 54157-2010 диаметром 30мм и длиной 2000мм, закреплённого на ней ударника изготовленного из стали 40, в ударнике закреплена пластинка твердого сплава ВК10 диаметром 12мм и длиной 10мм. Угол удара регулируется при помощи стойки длиной 1500мм имеющей ряд отверстий соответствующих определённого углу. Направляющая с ударником устанавливается на нужный угол путём закрепления уха, установленного на направляющей, в соответствующем отверстии стойки. Удар наносится при помощи гирь имеющих массу 2,5 и 5 кг. Для удара гири устанавливаются на определённую высоту на направляющей. В качестве опытного образца был взят бордюрный камень ГОСТ 6665-9, класс бетона по прочности на сжатие В30, изготовленным из тяжелого бетона, армированным.

Перед началом опыта на опытном образце создаётся ровная поверхность и на неё наносится разметка, для обозначения мест ударов.

Вначале были определены параметры влияющие на скол породы:

-Энергия удара,

-Угол удара.

Изменение этих параметров ведёт к изменению количества сколотого шлама.

1.Проведение серии ударов с энергией удара 5 Дж, с различными углами резания;

Таблица 1 Энергия удара 5 Дж 90°

№	m
1	

2	
3	
4	
5	

Таблица 2 Энергия удара 5 Дж 45°

№	m
1	
2	
3	
4	
5	

2.Сбор шлама и измерение массы полученного при каждом ударе шлама;

3. Проведение серии ударов с энергией удара 4 Дж, с различными углами резания;

Таблица 3 Энергия удара 4 Дж 90°

№	m
1	
2	
3	
4	
5	

Таблица 4 Энергия удара 4 Дж 45°

№	m
1	
2	
3	

4	
5	

4.Сбор шлама и измерение массы полученного при каждом ударе шлама;

5. Проведение серии ударов с энергией удара 3 Дж, с различными углами резания;

Таблица 1 Энергия удара 3 Дж 90°

№	m
1	
2	
3	
4	
5	

Таблица 1 Энергия удара 3 Дж 45°

№	m
1	
2	
3	
4	
5	

6.Обработка полученных данных.

### 3.3 Описание эксперимента.

Лабораторные экспериментальные исследования, направленные на определение энергоёмкости процесса скола породы проведены с целью

получения данных и зависимостей при различных углах удара. В качестве критерия оценки рационального угла, принимаем минимальное значение энергоёмкости процесса разрушения и количество сколотого шлама.

В процессе выполнения экспериментальных исследований осуществляли удары с различными углами и энергией удара.



Рис26. Разметка и места ударов

Первый опыт.

В первом опыте направляющая была установлена на угол  $90^{\circ}$ . Использовалась гиря массой 5кг. Гиря была установлена на высоту 400мм, что соответствует энергии удара в 5Дж. После нанесения удара сколотая порода была собрана в контейнер, для дальнейшего определения массы породы. Было проведено пять опытов для сбора статистики. После каждого удара все сколотая порода собиралась в контейнер.





Рис27. Результаты первой части опытов.



Рис 38

Второй опыт.

Во втором опыте направляющая была установлена на угол  $45^{\circ}$ . Использовалась гиря массой 5кг. Для сохранения энергии удара в 5Дж гиря была установлена на отметке 1500мм. После нанесения удара сколотая порода была собрана в контейнер, для дальнейшего определения массы породы. Было

проведено пять опытов для сбора статистики. После каждого удара все сколотая порода собиралась в контейнер.



Рис29

Так же был проведён опыт с ударом в уже получившуюся раковину, с шагом. В результате было установлено, что происходит скол гораздо большего количества породы, чем при ударе на целую поверхность породы



Рис30

Третий опыт



В третьем опыте направляющая была установлена на угол  $90^0$ . Использовалась гиря массой 2,5кг. Энергии удара 4Дж. После нанесения удара сколотая порода была собрана в контейнер, для дальнейшего определения массы породы. Было проведено три опыта для сбора статистики. После каждого удара все сколотая порода собиралась в контейнер.



Рис 31

#### Четвёртый опыт

В четвёртом опыте направляющая была установлена на угол  $45^0$ . Использовалась гиря массой 2,5кг. Энергии удара 4Дж. После нанесения удара сколотая порода была собрана в контейнер, для дальнейшего определения массы породы. Было проведено три опыта для сбора статистики. После каждого удара все сколотая порода собиралась в контейнер.

#### Пятый опыт

В пятом опыте направляющая была установлена на угол  $90^0$ . Использовалась гиря массой 2,5кг. Энергии удара 3Дж. После нанесения удара сколотая порода была собрана в контейнер, для дальнейшего определения массы породы. Было проведено три опыта для сбора статистики. После каждого удара все сколотая порода собиралась в контейнер.

### 3.4 Результаты эксперимента

Таблица 1 Энергия удара 5 Дж

№	m
1	0,31
2	0,07
3	0,09
4	0,08
5	0,17

Таблица 2 Энергия удара 5 Дж, 45°

№	m
1	0,31
2	0,19
3	0,17
4	0,17
5	0,22

Таблица 3 Энергия удара 4 Дж 90°

№	m
1	0,07
2	0,05
3	0,06

Таблица 4. Энергия удара 4 Дж, 45°

$\alpha$	m
----------	---

1	0,15
2	0,11
3	0,13

Таблица 5. Энергия удара 3 Дж

№	m
1	0,03
2	0,04
3	0,06

Таблица 7. Усреднённые результаты

№	5Дж	4Дж	3Дж
1	0,07	0,07	0,03
2	0,09	0,05	0,04
3	0,08	0,06	0,06

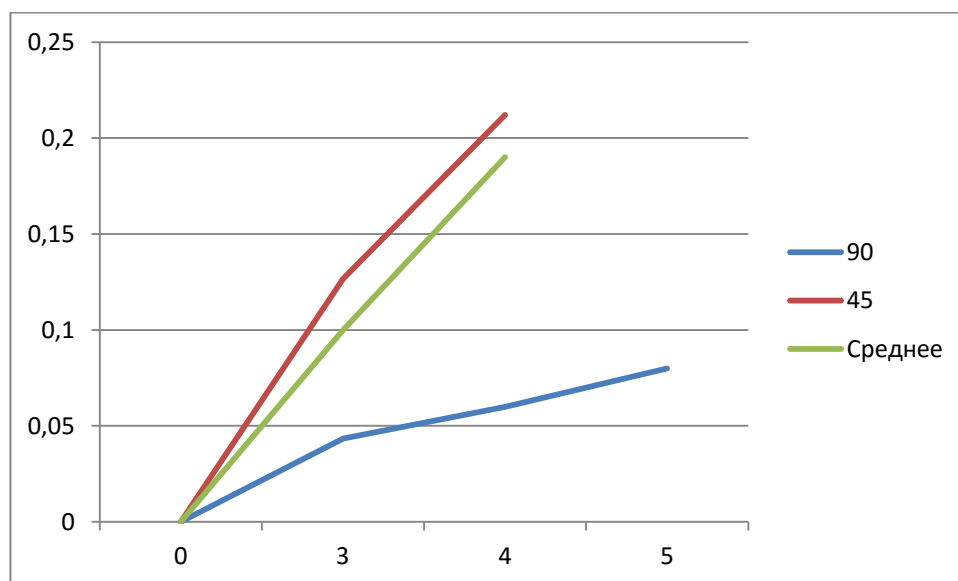


Рис.32 Зависимость количества сколотого шлама от энергии удара

Для расчёта энергоёмкости процесса скола были использованные данные на основе Шкалы Протодьяконова– шкала коэффициента крепости горной породы. Разработана в нач. 20 в.Протодьяконовым М.М. Является одной из первых классификаций пород. Основывается на измерении трудоемкости их разрушения при добывании.

Таблица 8. Коэффициент крепости  $f$  по шкале проф. М.М. Протодьяконова

Категория	Степень крепости	Порода	$f$
I	В высшей степени крепкие породы	Наиболее крепкие, плотные и вязкие кварциты и базальты. Исключительные по крепости другие породы.	20
II	Очень крепкие породы	Очень крепкие гранитовые породы: кварцевый порфир, очень крепкий гранит, кремнистый сланец, менее крепкие, нежели указанные выше кварциты. Самые крепкие песчаники и известняки.	15
III	Крепкие породы	Гранит (плотный) и гранитовые породы. Очень крепкие песчаники и известняки. Кварцевые рудные жилы. Крепкий конгломерат. Очень крепкие железные руды.	10
IIIa	То же	Известняки (крепкие). Некрепкий	8

		гранит. Крепкие песчаники. Крепкий мрамор, доломит. Колчеданы. Обыкновенный песчаник.	
IV	Довольно крепкие породы	Железные руды. Песчанистые сланцы.	6
IV	То же	Сланцевые песчаники	5
V	Средние породы	Крепкий глинистый сланец. Некрепкий глинистый сланец и известняк, мягкий конгломерат	4
		Разнообразные сланцы(некрепкие). Плотный мергель	3
VI	Довольно мягкие породы	Мягкий сланец, очень мягкий известняк, мел, каменная соль, гипс. Мерзлый грунт: антрацит. Обыкновенный мергель. Разрушенный песчаник, сцементированная галька и хрящ, каменистый грунт	2
VIa	То же	Крепкий каменный уголь	1,5
VII	Мягкие породы	Глина (плотная). Мягкий каменный уголь, крепкий наносо-глинистый грунт	1

Примечание. Характеристика пород с Y11a до X категорий опущена.

Этот метод достаточно хорошо коррелирует со шкалой крепости, предложенной М.М.Протоdjаконовым для пород различной крепости угольной формации, пород средней крепости, но мало пригоден при определении этим методом коэффициента крепости очень крепких пород. Шкала крепости ограничивается коэффициентом 20, т.е. породами с временным сопротивлении на сжатие 200 кг/см<sup>2</sup>, а у сливного базальта, например, этот параметр равен 300 кг/см<sup>2</sup>. Тем не менее, в Советском Союзе шкала крепости М.М. Протоdjаконова имела широкое применение при оценке трудоемкости разрушения горной породы и используется до настоящего времени. Она удобна для относительной оценки крепости горной породы при ее разрушении при помощи буровзрывных работ.

Метод относительной оценки горной породы по крепости, трудоемкости при её разрушении имеет, как отмечалось многими, недостатки, за рубежом им не пользуются, но без него не обходятся в технической литературе Советского Союза и России.

Коэффициент крепости пород по М.М. Протоdjаконову в системе СИ рассчитывается по формуле:

$$f_{кр} = 0.1 \sigma_{сж} \quad (44)$$

где  $\sigma_{сж}$  – предел прочности на одноосное сжатие [МПа].

Эксперимент был проведён на бордюрном камне, что соответствует средним по крепости породам. Для получения данных по остальным по крепости породам был проведён расчёт  $\sigma_{сж}$  для различных пород при помощи масштабного коэффициента и составляем графики зависимости массы шлама от энергии удара.

1. В высшей степени крепкие породы



$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 20/0,1 = 200$$

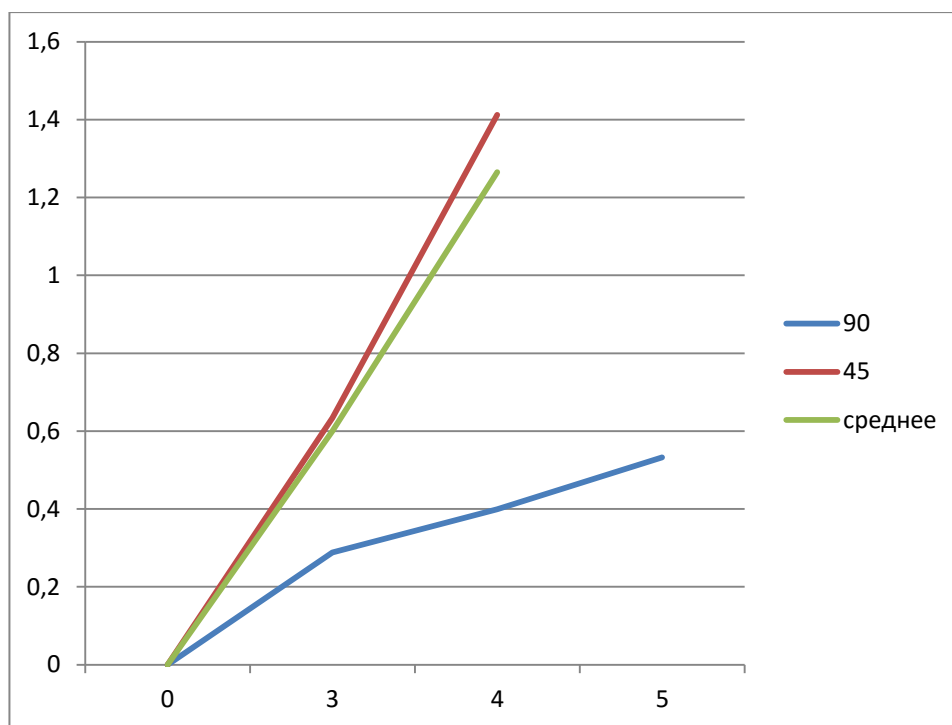


Рис 33 Зависимость количества сколотого шлама от энергии удара, в высшей степени крепкие породы.

## 2. Очень крепкие породы

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 15/0,1 = 150$$

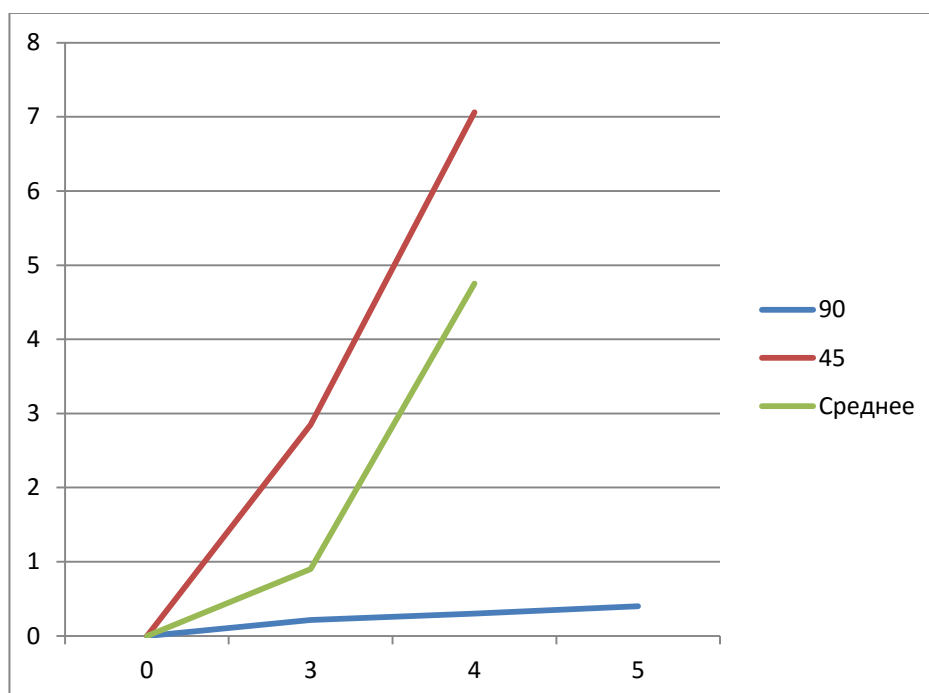


Рис 34 Зависимость количества сколотого шлама от энергии удара, очень крепкие породы

### 3. Крепкие породы

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 10/0,1 = 100$$

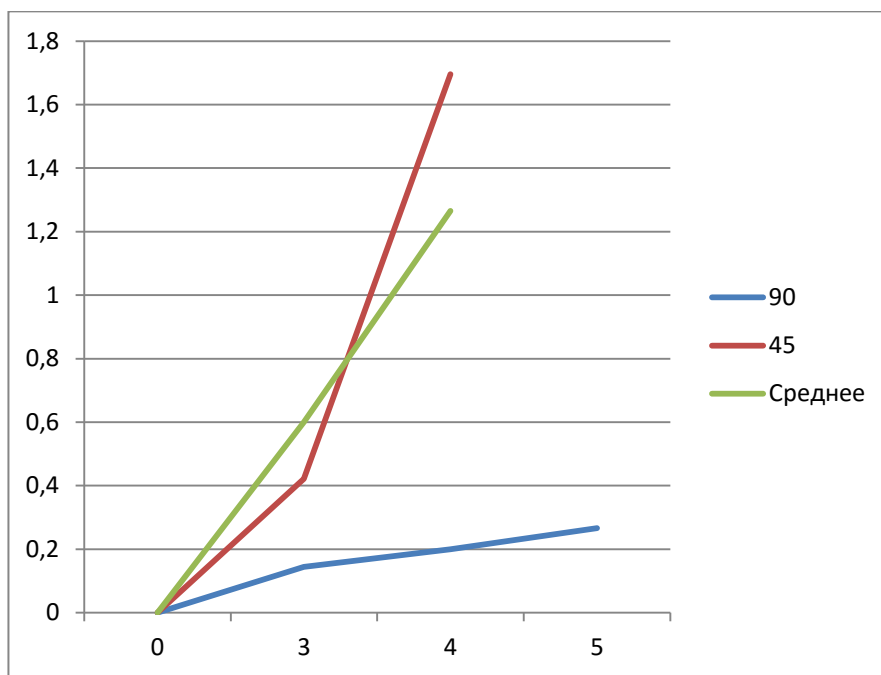


Рис 35 Зависимость количества сколотого шлама от энергии удара, крепкие породы

### 4. Крепкие породы Ша

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 8/0,1 = 80$$

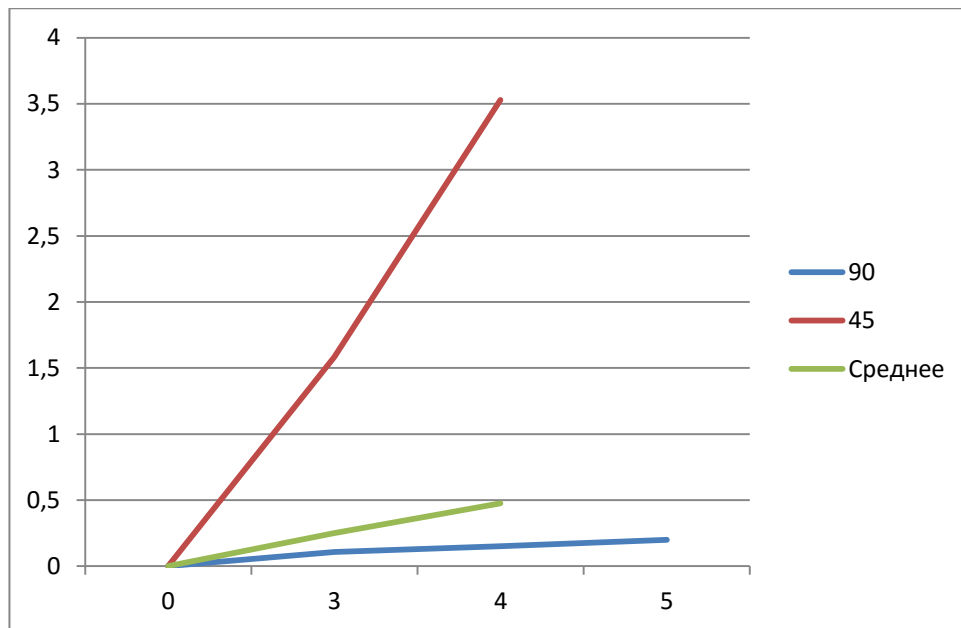


Рис36 Зависимость количества сколотого шлама от энергии удара, крепкие породы Ша

5 Довольно крепкие породы

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 6/0,1 = 60$$

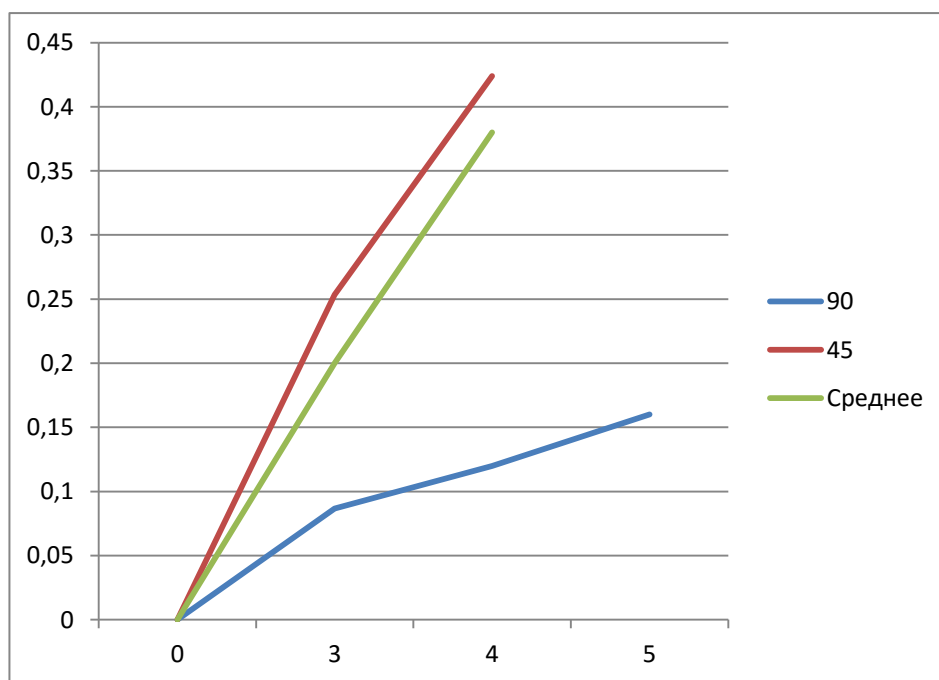


Рис 37 Зависимость количества сколотого шлама от энергии удара, довольно крепкие породы

6 То же (Сланцевые песчаники)

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 5/0,1 = 50$$

7 Средние породы

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 4/0,1 = 40$$

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 3/0,1 = 30$$

8 Довольно мягкие породы

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 2/0,1 = 20$$

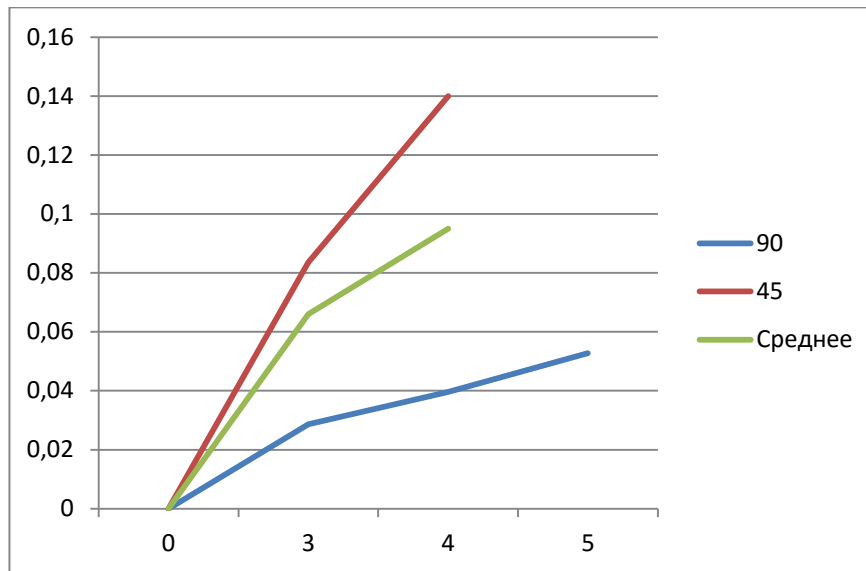


Рис 38 Зависимость количества сколотого шлама от энергии удара, довольно мягкие породы

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 1.5/0,1 = 15$$

9 Мягкие породы

$$\sigma_{сж} = f_{кр}/0,1 = 1/0,1 = 10$$

Для бетона марки В30  $\sigma_{сж}$  будет равна 30МПа согласно ГОСТ 6665-9.

Проводим расчёт работы затраченной на разрушение различных типов пород.

Так как горная порода имеет трещины и поры, работу на ее разрушение можно представить в виде

$$A_s = HS(S - S^{\wedge}) \quad (45)$$

где  $S$  — общая поверхность частиц;  $S^{\wedge}$  — общая поверхность трещин и пор;  $\kappa = 1$  —  $S^{\wedge}/S$ .

В начальной стадии разрушения трещиноватость и пористость играют, естественно, большую роль, чем в дальнейшем.

Работу  $A_s$  можно выразить через потребляемую мощность  $N$ ; при этом учитывают, что объем  $V$  выбуренной породы пропорционален механической скорости проходки  $v_M$  и квадрату диаметра скважины  $d^2$  или долота (без учета дробления породы при образовании каверн):

$$H^{\wedge} D d^2 v_M / N = \text{const} \quad (46)$$

где  $D$  — дисперсность измельченной массы.

Работу разрушения ( $A_v$ ,  $A_o$ ,  $A_s$ ) можно определять по-разному:

$$A_v = A/V \quad (47)$$

где  $V$  — объем разрушаемой породы;

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

где  $Q$  — масса разрушаемой породы;

$$A_s = A/S \quad (49)$$

где  $S$  — вновь образованная поверхность.

О.А. Шрейнер пользовался контактной работой  $A^{\wedge}$ , т.е. отношением полной работы  $A$  к площади контакта разрушающего инструмента  $SK$ :

$$A^{\wedge} = A/S \quad (50).$$

Для расчёта используем формулу:

$$A_0 = A/Q \quad (47)$$

где  $Q$  — масса разрушаемой породы,  $A$  — энергия удара.

Все расчёты помещены в приложение А

В высшей степени крепкие породы.

Таблица 9 Работа на разрушение в высшей степени крепких пород

	$45^0$	$90^0$
3Дж	4,73683	10,39581
4Дж	2,833022	10,01001
5Дж	-	9,384

Очень крепкие породы.

Таблица 10 Работа на разрушение очень крепких пород

	$45^0$	$90^0$
3Дж	1,05	13,84722
4Дж	0,566	13,33
5Дж	-	12,5

Крепкие породы

Таблица 11 Работа на разрушение крепких пород

	$45^0$	$90^0$
3Дж	7,112	20,79162
4Дж	2,35	20,02

5Дж	-	18,76877
-----	---	----------

### Крепкие породы Ша

Таблица 12 Работа на разрушение крепких пород Ша

	45 <sup>0</sup>	90 <sup>0</sup>
3Дж	1,894	27,69444
4Дж	1,13	26,666
5Дж	-	25

### Довольно крепкие породы

Таблица 13 Работа на разрушение довольно крепких пород

	45 <sup>0</sup>	90 <sup>0</sup>
3Дж	11,84	34,61805
4Дж	9,433	33,33
5Дж	-	31,25

### Средние породы

Таблица 14 Работа на разрушение средних пород

	45 <sup>0</sup>	90 <sup>0</sup>
3Дж	23,68	69,2361
4Дж	18,86	66,666
5Дж	-	62,5

### Довольно мягкие породы

Таблица 15 Работа на разрушение довольно мягких пород

	45 <sup>0</sup>	90 <sup>0</sup>
3Дж	35,885	104,9032
4Дж	28,5877	101,0101
5Дж	-	94,69

На основе проведённых расчётов были составлены графики, показывающие зависимость работы на скол породы от степени крепости породы.

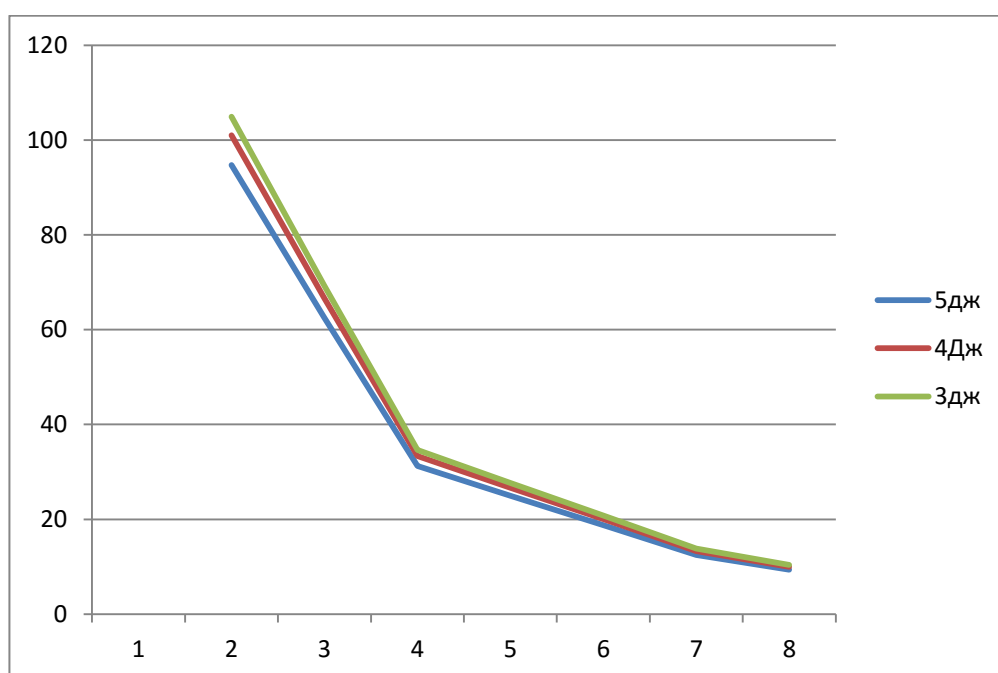


Рис 39 График, показывающий зависимость при угле удара 90<sup>0</sup>

На графике видно, что с увеличением крепости породы, работа на скол породы падает, при неизменной энергии удара. Резкое уменьшение работы на скол идет до достижения средних по крепости пород и идёт более плавно на различных крепких породах.



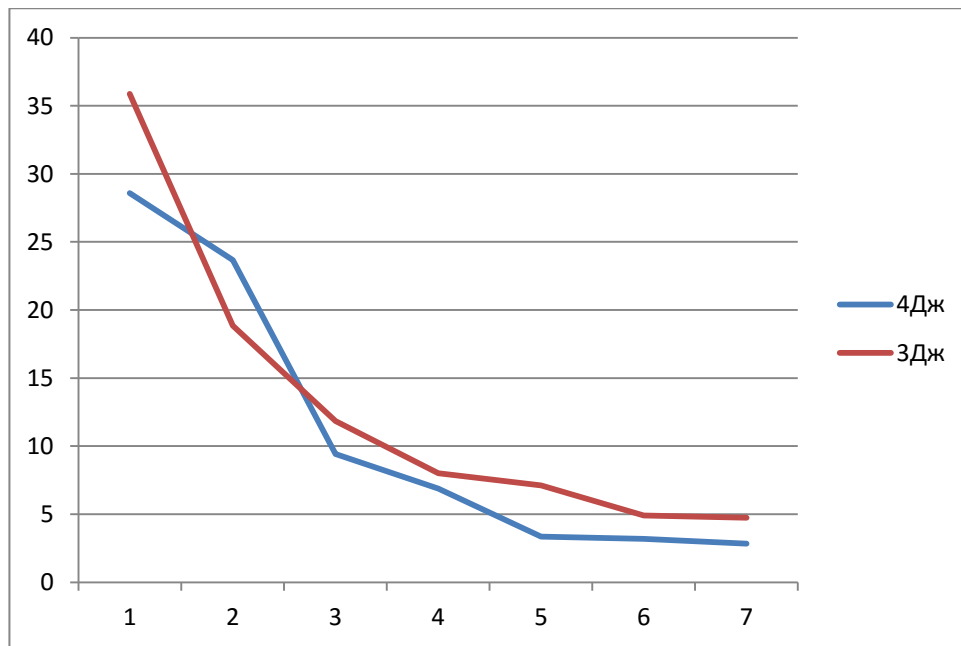


Рис 40 График, показывающий зависимость при угле удара 45°

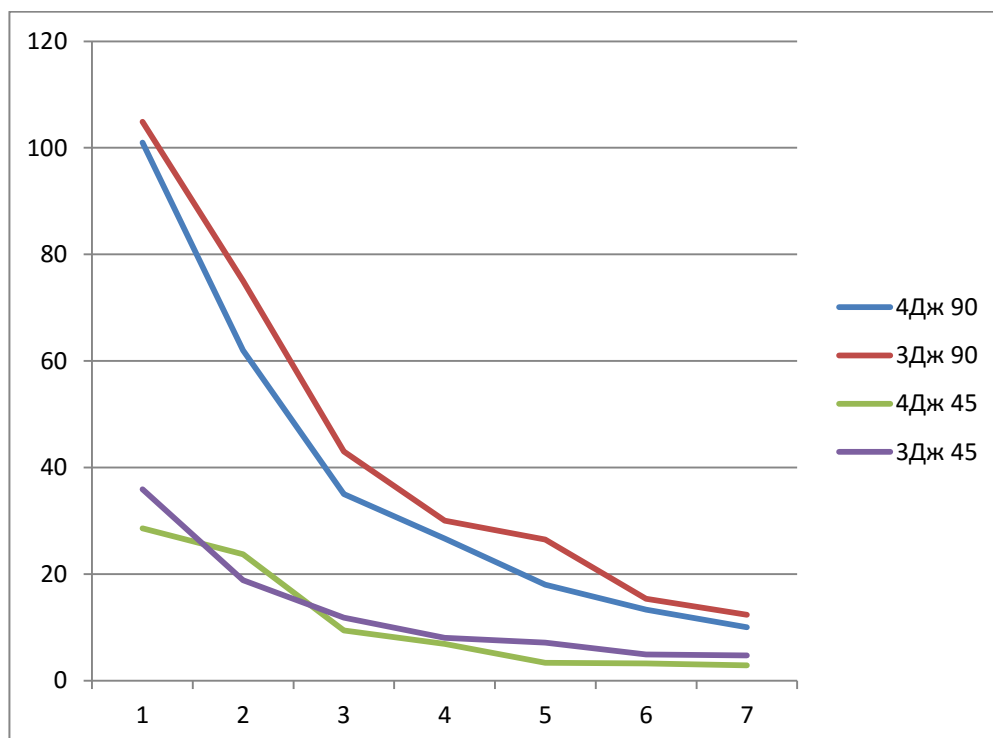


Рис 41 Работа на скол при различных углах удара

На графике видно, что при сохранении энергии удара работа на скол породы меньше. При большем количестве сколотого шлама.

На основе полученных графиков были составлены формулы, описывающие зависимость работы на скол породы от степени крепости породы при различных углах и энергии удара.

Зависимость при энергии удара в 3Дж, угол удара  $90^0$

$$A = 131,08x^{-1,112} \quad (49)$$

Зависимость при энергии удара в 4Дж, угол удара  $90^0$

$$A = 120,68x^{-1,195} \quad (50)$$

Зависимость при энергии удара в 4Дж, угол удара  $45^0$

$$A = 37,474x^{-1,078} \quad (51)$$

Зависимость при энергии удара в 3Дж, угол удара  $45^0$

$$A = 38,647x^{-1,346} \quad (52)$$

### 3.5 Вывод

На основе выше проведённого эксперимента и выше приведённых расчётов, можно сделать вывод, что увеличение угла удара позволит при уменьшении работы на скол породы, увеличить величину сколотого шлама.. По результатам эксперимента полученные зависимости количества сколото шлама от энергии и угла удара, работы на скол при различных параметрах от степени крепости породы.

- увеличение угла удара позволит при уменьшении работы на скол породы, увеличить величину сколото шлама;

-при нанесении последующего удара в уже образовавшуюся каверну объём сколотого шлама увеличивается в среднем в 1,4 раза.

Комбинирование этих методов позволит добиться увеличения количества сколотого шлама в 1,8 раз при уменьшении работы на скол в 1,6 раз. При работе с в высшей степени крепкими породами, очень крепкими породами и крепкими породами увеличение энергии удара не даёт значительный прирост работы на разрушение и количества сколотого шлама.

## ЗАКЛЮЧЕНИЕ

Современные технологии ударно-вращательного бурения основаны на использовании бойка и долота в качестве рабочего инструмента. Была проанализирована теория разрушения горных пород. В основе теории разрушения прочных пород лежит предельное состояние массива, на которое действует осевая контактная нагрузка. На её основе была предложена и теоретически обоснованная концепция избирательной передачи энергии удара и воспроизведение касательного удара относительно оси вращения бурового инструмента. Были проведены опыты по сколу породы с различными углами удара и различной энергией удара. По результатам эксперимента полученные зависимости количества сколотого шлама от энергии и угла удара, работы на скол при различных параметрах от степени крепости породы.

- увеличение угла удара позволит при уменьшении работы на скол породы, увеличить величину сколотого шлама;

- при нанесении последующего удара в уже образовавшуюся каверну объём сколотого шлама увеличивается в среднем в 1,4 раза.

Комбинирование этих методов позволит добиться увеличения количества сколотого шлама в 1,8 раз при уменьшении работы на скол в 1,6 раз.

## СПИСОК ИСПОЛЬЗУЕМЫХ ИСТОЧНИКОВ

1. Ганджумян, Р.А. Инженерные расчеты при бурении глубоких скважин / Р.А. Ганджумян, А.Г. Калинин. – М.: Недра, 2000.
2. Булатов, А.И. Справочник инженера по бурению: в 4т. / А.И. Булатов, А.Г. Аветисов. – М.: Недра, 1985. – т. 1-2.
3. Вадецкий, Ю.В. Бурение нефтяных и газовых скважин: Учебник для нач. проф. Образования / Ю.В. Вадецкий. – М.: Издательский центр «Академия», 2003.
4. Алексеевский, Г.В. Буровые установки Уралмаш завода. – 3-е изд., перераб. и доп. – М.: Недра, 1981.
5. Воздвиженский, Б.И. Буровая механика. – 3-е изд., перераб. и доп. / Б.И. Воздвиженский, М.Г. Васильев. – М.: ГНТИ, 1954.
6. Ганджумян, Р.А. Расчеты бурения (справочное пособие) / Р.А. Ганджумян, А.Г. Калинин, Н.И. Сердюк. – М.: РГГРУ, 2007.
7. Калинин, А.Г. Практическое руководство по технологии бурения на жидкие и газообразные полезные ископаемые: Справочное пособие / А.Г. Калинин и [др]. – М.: ООО «Недра – Ббизнес центр», 2001.
8. Палашкин, Е.А. Справочник механика по глубокому бурению / Е.А. Палашкин. – М.: Недра, 1974.
9. Денисов, П.Г. Сооружение буровых / П.Г. Денисов. - М.: Недра, 1974.
10. Иогансен, К.В. Спутник буровика: Справочник. – 3-е изд., перераб. и доп. / К.В. Иогансен. – М.: Недра, 1990.
11. Хаустов, А.П. Охрана окружающей среды при добыче нефти / А.П. Хаустов, М.М. Редина. – М.: изд-во «Депо», 2006.

## ПРИЛОЖЕНИЕ А Расчёт работы затраченной на разрушение различных типов пород.

В высшей степени крепкие породы.

Угол удара  $90^0$

$A=3\text{Дж}$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где

$A=3$

$Q=0.288578$

$$A_o = 3/0,288578=10,39581$$

$A=4\text{Дж}$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$A=4$

$Q=0.3996$

$$A_o = 4/0,3996=10,01001$$

$A=5\text{Дж}$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$A=5$

$Q=0.5328$

$$A_o = 5/0,5328=9,384$$

Угол удара  $45^0$

$A=3\text{Дж}$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=0,633335$$

$$A_o = 3/0,633335=4,73683$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=1,41192$$

$$A_o = 4/1,41192=2,833022$$

Очень крепкие породы.

Угол удара  $90^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=0,21665$$

$$A_o = 3/0,21665=13,84722$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=0,3$$

$$A_o = 4/0,3=13,33$$

$$A=5\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=5$$

$$Q=0,4$$

$$A_o = 5/0,4=12,5$$

Угол удара 45

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=2,850008$$

$$A_o = 3/2,850008=1,05$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=7,0596$$

$$A_o = A/Q=4/7,0596=0,566$$

Крепкие породы

Угол удара 90<sup>0</sup>

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$



$$Q=0,144289$$

$$A_o=3/0,144289=20,79162$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=0,1998$$

$$A_o=4/0,1998=20,02$$

$$A=5\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=5$$

$$Q=0,2664$$

$$A_o=5/0,2664=18,76877$$

Угол удара  $45^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=7,112$$

$$A_o=3/0,421801=7,112$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=1,696$$

$$A_o=4/1,696=2,35$$

Крепкие породы Ша

Угол удара  $90^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=0,108325$$

$$A_o=3/0,108325=27,69444$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=0.15$$

$$A_o=4/0,15=26,666$$

$$A=5\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=5$$

$$Q=0.2$$

$$A_o=5/0,2=25$$

Угол удара  $45^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=1,583338$$

$$A_o=3/1,583338=1,894$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=0,3,5298$$

$$A_o=4/3,5298=1,13$$

Довольно крепкие породы

Угол удара  $90^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=0,08666$$

$$A_o=3/0,08666=34,61805$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=0,12$$

$$A_o=4/0,12=33,33$$

$$A=5\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=5$$

$$Q=0,16$$

$$A_o=5/0,16=31,25$$

Угол удара  $45^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=0,253334$$

$$A_o=3/0,253334=11,84$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=0,424$$

$$A_o=4/0,424=9,433$$

Средние породы

Угол удара  $90^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=0,043$$

$$A_o=3/0,043=69,2361$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=0,06$$

$$A_o=4/0,06=66,666$$

$$A=5\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=5$$

$$Q=0,08$$

$$A_o=5/0,08=62,5$$

Угол удара  $45^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=3$$

$$Q=0,1266$$

$$A_o=3/0,1266=23,68$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:

$$A=4$$

$$Q=0,212$$

$$A_o = A/Q=4/0,212=18,86$$

Довольно мягкие породы

Угол удара  $90^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q$$

(48)

Где:

$$A=3$$

$$Q=0,028598$$

$$A_o=3/0,028598=104,9032$$

$$A=4\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q$$

(48)

Где:

$$A=4$$

$$Q=0,0396$$

$$A_o=4/0,0396=101,0101$$

$$A=5\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q$$

(48)

Где:

$$A=5$$

$$Q=0,0528$$

$$A_o=5/0,0528=94,69$$

Угол удара  $45^0$

$$A=3\text{Дж}$$

$$A_o = A/Q$$

(48)

Где:

$$A=3$$

$$Q=0,836$$

$$A_o=3/0,0836=35,885$$

$$A=4Дж$$

$$A_o = A/Q \quad (48)$$

Где:


$$A=4$$

$$Q=0,13992$$

$$A_o=4/0,13992=28,5877$$

## ПРИЛОЖЕНИЕ Б

О сборнике (выходные  
данные)  
Оглавление

 Скачать документ



СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ  
SIBERIAN FEDERAL UNIVERSITY

### Конференция «Молодёжь и наука» '2013

О сборнике  
Оглавление

**М75 Молодежь и наука: сборник материалов IX Всероссийской научно-технической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых с международным участием, посвященной 385-летию со дня основания г. Красноярска [Электронный ресурс] № заказа 2394/отв. ред. О.А.Краев - Красноярск : Сиб. федер. ун-т., 2013**

В сборнике представлены тезисы и доклады XI Всероссийской научно-технической конференции студентов, аспирантов и молодых ученых «МОЛОДЕЖЬ И НАУКА» с международным участием, проведенной 15-25 апреля 2013 года в Сибирском федеральном университете.

© Сибирский федеральный университет, 2013  
Контакты: Краев Олег Альбертович, +7(391) 206-30-88





СИБИРСКИЙ ФЕДЕРАЛЬНЫЙ УНИВЕРСИТЕТ  
SIBERIAN FEDERAL UNIVERSITY



## Конференция “Молодая нефть” '2014

О сборнике  
Оглавление

**М75 Молодая нефть: сб. статей. Всерос. молодежной науч.-техн. конф. нефтегазовой отрасли / отв. за выпуск О.П. Калякина. – Красноярск: Сиб. федер. ун-т, 2014. – 000 с.**

ISBN 978-5-7638-3059-0

Сборник статей по материалам Всероссийской молодежной научно-технической конференции нефтегазовой отрасли «Молодая нефть», состоявшейся с 17 по 19 мая 2014 г. в г. Красноярске. Ответственность за аутентичность и точность цитат, имен, названий и иных сведений, а также за соблюдение законов об интеллектуальной собственности несут авторы публикуемых материалов.

© Сибирский федеральный университет, 2014  
Контакты: Илья Алексеевич Чалкин, +7(391) 2-062-869